ANNALES
DES MINES.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

Les Annales des Mines sont publiées sous les auspices de l'administration générale des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction d'une commission spéciale formée par le Ministre des Travaux Publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit, des membres du conseil général des mines, du directeur et des professeurs de l'École des mines, et d'un ingénieur, adjoint au membre remplissant les fonctions de secrétaire :

MM.

Cordier, insp. gén., membre de l'Acad. des Sciences, profess. de géologie au Muséum d'hist. naturelle, *président*.

De Boureuille, conseiller d'État, inspecteur général, secrétaire général du ministère de l'agriculture, du commerce et des travaux publics.

Élie de Beaumont, sénateur, insp. général, membre de l'Acad. des Sciences, professeur de géologie au Collége de France et à l'École des mines.

Thirria, inspecteur général.

Combes, inspecteur général, membre de l'Académie des Sciences, directeur de l'École des mines.

Levallois, inspecteur général.

Lorieux, inspecteur général.

De Billy, inspecteur général.

MM.

Blavier, inspecteur général.

De Sénarmont, ingénieur en chef, membre de l'Académie des Sciences, professeur de minéralogie.

Piérard, ingénieur en chef, secrétaire du conseil général.

De Villeneuve, ingén. en chef, professeur de législation des mines.

Callon, ingénieur en chef, professeur d'exploitation.

Rivot, ingénieur, professeur de docimasie.

De Cheppe, ancien chef de la division des mines.

Couche, ingénieur en chef, professeur de chemins de fer et de construction, *secrétaire de la commission*.

Delesse, ingénieur ordinaire, maître de conférence à l'Ecole normale, *secrétaire adjoint*.

L'administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des Annales des Mines pour être envoyés, soit à titre de don aux principaux établissements nationaux et étrangers, consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit à titre d'échange aux rédacteurs des ouvrages périodiques français et étrangers, relatifs aux sciences et aux arts. — Les lettres et documents concernant les Annales des Mines doivent être adressés, *sous le couvert de M. le Ministre des Travaux Publics, à M. le secrétaire de la commission des* Annales des Mines, rue du Bac, n° 41, à Paris.

Avis.

Les auteurs reçoivent *gratis* 15 exemplaires de leurs articles, formant au moins une feuille d'impression. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 9 fr. par feuille jusqu'à 50, 10 fr. de 50 à 100, et 5 fr. pour chaque centaine ou fraction de centaine à partir de la seconde. Le tirage à part des planches est payé sur mémoire, au prix de revient.

La publication des Annales des Mines a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les six livraisons annuelles forment trois volumes, dont un consacré aux actes administratifs et à la jurisprudence. — Les deux volumes consacrés aux matières scientifiques et techniques contiennent de 70 à 80 feuilles d'impression, et de 18 à 24 planches gravées. — Le prix de la souscription est de 20 fr. par an pour Paris, de 24 fr. pour les départements, et de 28 fr. pour l'étranger.

PARIS. — IMPRIMÉ PAR E. THUNOT ET Cᵉ, RUE RACINE, 26.

ANNALES
DES MINES

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RATTACHENT;

RÉDIGÉES

Par les Ingénieurs des Mines,

ET PUBLIÉES

SOUS L'AUTORISATION DU MINISTRE DES TRAVAUX PUBLICS.

CINQUIÈME SÉRIE.

MÉMOIRES. — TOME XV.

PARIS,

DALMONT ET DUNOD, ÉDITEURS,

Précédemment Carilian-Gœury et Vve Dalmont,

LIBRAIRES DES CORPS IMPÉRIAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, 49.

1859

BIBLIOGRAPHIE.

PREMIER SEMESTRE DE 1859.

FRANCE.

Arago. Œuvres complètes, publiées sous la direction de M. J. A. Barral. Tome 8. Notices scientifiques. Tome 5 et dernier. In-8, VIII-658 p. — Paris, imp. Claye; lib. Gide; Leipzig, lib. Weigel.

Babinet. Études et lectures sur les sciences d'observation et leurs applications pratiques. 5e volume. Petit in-12, XXIV-284 p. — Paris, imp. et lib. Mallet-Bachelier.

Briot. Leçons d'algèbre, conformes aux programmes officiels de l'enseignement des lycées. 2e partie, à l'usage des élèves de la classe de mathématiques spéciales et des candidats à l'École polytechnique et à l'École normale supérieure. 3e édition. In-8, XII-352 p. — Paris, imp. Thunot et Ce; lib. Dalmont et Dunod.

Chemin de fer du nord de l'Espagne. Notice et carte. In-4, 27 p. — Paris, imp. Paul Dupont.

Imhaus. Ile de la Réunion. Notice sur les principales production naturelles et fabriquées de cette île. In-8, 82 p. — Paris, imp. Paul Dupont.

Boucher de Perthes. Voyage en Espagne et en Algérie, en 1855. In-12, 616 p. — Abbeville, imp. et lib. Briez; Paris, lib. Treuttel et Wurtz; Derache; Dumoulin; V. Didron.

Génie (le) industriel. Revue des inventions françaises et étrangères, annales des progrès de l'industrie agricole et manufacturière, etc. Biographie des inventeurs, nomenclature des brevets délivrés en France et à l'étranger; par Armengaud frères. Tome 16, 1858. In-8, 364 p. et planches. — Paris, imp. Claye; les auteurs, 45, rue Saint-Sébastien; 23, boulevard de Strasbourg; lib. Dalmont et Dunod.

JAUBERT. Hommage rendu à la mémoire de M. J. B. Mougeot. In-8, 4 p. — Paris, imp. Martinet.

Journal d'agriculture pratique, fondé en 1837, par le docteur Bixio, publié depuis 1850 sous la direction de M. J. A. Barral, membre de la Société impériale et centrale d'agriculture, etc. Seconde partie de la Maison rustique du XIXe siècle. Nouvelle période. Année 1858. Tome 2. Grand in-8, 532 p., avec de nombreuses vignettes intercalées dans le texte. — Paris, imp. Raçon et Ce; lib. agricole de la Maison rustique, 26, rue Jacob.

Journal des savants. 1858. In-4, 792 p. — Paris, imp. impériale; lib. Arthus Bertrand.

BARLET (Ed.). Essai sur l'histoire du commerce et de l'industrie de la Belgique, depuis les temps les plus reculés jusqu'à nos jours. In-12. — Liége, Lardinois.

VILLENEUVE (I.-P.). Système planétaire. Introduction explicative. In-8. — Vienne.

MALHERBE (A). *Monographie des Picidés*, ou histoire naturelle, générale et particulière, comprenant : dans la première partie, l'origine mythologique, les mœurs, les migrations, l'anatomie, la physiologie, la répartition géologique, les divers systèmes de classification de ces oiseaux grimpeurs zygodactiles, ainsi qu'un dictionnaire alphabétique des auteurs et des ouvrages cités par abréviation ; dans la deuxième partie, la synonymie, la description en latin et en français, l'histoire de chaque espèce, ainsi qu'un dictionnaire alphabétique et synonymique latin de toutes les espèces. 2 vol. in-folio de texte et 2 vol. in-folio contenant 125 planches lithographiées, coloriées avec soin, comprenant 6 à 700 fig.

L'ouvrage se publie en 25 livraisons in-folio (55^c s. 36^c) contenant : 1° un texte de 6 ou 7 feuilles environ, orné parfois de gravures sur bois ; et 2° 5 planches coloriées portant un numéro d'ordre. Le prix de la livraison (texte et planches) est de 18 francs ; une livraison paraîtra tous les deux mois environ.

MARCOU (J.). Dyas et trias ou le nouveau grès rouge en Europe, dans l'Amérique du Nord et dans l'Inde. In-8. — Genève.

VERDEIL. De la nutrition des plantes. In-8, 13 p. — Paris, imp. Ve Lacour.

Annales des conducteurs des ponts et chaussées, recueil de mémoires, documents et actes officiels concernant le service

des conducteurs des ponts et chaussées. 1re partie : Travaux d'art, mémoires et documents. Tome 2. Année 1858. In-8, 363 p. et 15 pl. 2e partie : Lois, décrets, règlements, arrêtés. In-8, 224 p. — Paris, imp. et lib. Paul Dupont.

BELLY. Percement de l'isthme américain. Canal de Nicaragua. Exposé de la question. 2e édition. In-8, 114 p. et 3 cartes. — Paris, imp. Paul Dupont; lib. Dalmont et Dunod.

CHENU. Manuel de conchyliologie et de paléontologie conchyliologique. Tome 1. 1re partie. Grand in-8, XI-248 p. et fig. — Paris. imp. Plon; lib. V. Masson.

FLACHAT. De la situation des chemins de fer. In-8, 21 p. — Neuilly, imp. Guiraudet.

THENARD (P.). Mémoires, discours, articles de journaux, publiés dans le Moniteur de la Côte-d'Or en 1855, 56, 57 et 58. In-8, 86 p. — Dijon, imp. Jobard.

MARMORA (le comte Albert de la). Voyage en Sardaigne, ou Description statistique, physique et politique de cette île, avec des recherches sur ses productions naturelles et ses antiquités. 3e partie: Description géologique et paléontologique. 2 vol. in-8 avec un atlas de 19 planches in-fol. oblong, en grande partie coloriées. — Turin.

LA GOURNERIE (de). Traité de perspective linéaire, contenant les tracés pour les tableaux, plans et courbes, les bas-reliefs et les décorations théâtrales, avec une théories des effets de perspective. In-4, XXVIII-280 p., et atlas in-fol. de 45 pl. dont 8 doubles.—Batignolles, imp. Hennuyer; Paris, lib. Dalmont et Dunod.

LEROY. Traité de géométrie descriptive, suivi de la méthode des plans cotés et de la théorie des engrenages cylindriques et coniques, avec une collection d'épures, composée de 71 planches. 5e édition, revue et annotée par M. E. Martelet, ancien élève de l'École polytechnique, ex-officier d'artillerie. Tome 1. Texte. In-4, XX-391 p. Tome 2. Atlas. In-4, 4 p. et 71 pl. — Paris, imp. et lib. Mallet-Bachelier.

GIRARD. Étude sur Tourane et la Cochinchine. In-8, 38 p. et deux cartes. — Argenteuil, imp. Worms et Ce; Paris, lib. J. Corréard.

LANDRIN. Traité de l'acier. Théorie, métallurgie, travail pratique, propriétés et usages. In-18 jésus, VIII-312 p. — Paris, imp. Claye; lib. Lacroix et Baudry.

PAYEN. Précis de chimie industrielle à l'usage : 1° des écoles d'arts et manufactures et d'arts et métiers ; 2° des écoles préparatoires aux professions industrielles ; 3° des fabricants et des agriculteurs. 4ᵉ édition, où l'on a introduit les derniers perfectionnements apportés aux applications de la chimie et plusieurs chapitres sur les industries nouvelles. Tome 1. Texte in-8, VII-598 p. Atlas du tome 1 in-8, 3 p. et 17 pl. — Paris, imp. Lahure et Cᵉ; lib. L. Hachette et Cᵉ.

ALLARD. Eaux thermales sulfureuses de Saint-Honoré-les-Bains (Nièvre). In-8, 19 p. — Strasbourg, imp. Silbermann.

BURAT. Géologie appliquée. Traité du gisement et de l'exploitation des minéraux utiles. 4ᵉ édition, divisée en 2 parties : Géologie, Exploitation. 2ᵉ partie : Exploitation des mines. In-8, 544 p., 31 pl. et figures intercalées dans le texte. — Paris, imp. Raçon et Cᵉ ; lib. Langlois.

FORTOUL. Sur les oscillations d'un mobile, sollicité par plusieurs centres d'attraction fixes. Sur les figures d'équilibre des liquides planétaires. In-4, 75 p. — Paris, imp. et lib. Mallet-Bachelier.

LEIBNITZ. Protogée, ou De la formation et des révolutions du globe. Ouvrage traduit pour la première fois avec une introduction et des notes, par le docteur Bertrand, de Saint-Germain. In-8, LXVIII-138 p. — Paris, imp. Raçon et Cᵉ; lib. Langlois.

PAGÈS. Le Japon et ses derniers traités avec les puissances européennes. In-8, 35 p. — Paris, imp. Raçon et Cᵉ; lib. Douniol.

DUMAS. Rapport sur la concession houillère de Cessous et Trébiau, In-4, 29 p. — Nîmes, imp. Ballivet.

GODILLOT. Calcul de la résistance des poutres en tôle employées dans la construction des ponts et viaducs, et applications numériques de ce calcul à divers exemples de ponts pour chemins de fer. In-8, 72 p. et 1 pl. — Châlon-sur-Saône, imp. et lib. Montalan.

SÉDILLOT. Deuxième lettre à M. de Humboldt sur quelques points de l'histoire de l'astronomie et des mathématiques chez les Orientaux. In-8, 29 p. — Paris, imp. Firmin Didot frères, fils et Cᵉ.

Bulletin de la Société botanique de France, fondée le 23 avril

1854. Tome 4. 1857. In-8, 1100 p. — Paris, imp. Martinet; 24, rue du Vieux-Colombier.

COTELLE. Cours de droit administratif appliqué aux travaux publics, contenant l'organisation administrative de la France, l'organisation du service des ponts et chaussées, les règles de la comptabilité, etc. 3e édition, présentant dans leur dernier état la législation et les règlements, la jurisprudence du conseil d'État et des cours, et la doctrine des auteurs. Tome 2. In-8, 555 p. — Batignolles, imp. Hennuyer; lib. Dalmont et Dunod.

DESCARTES. Supplément aux œuvres de Descartes. Manuscrits inédits de Descartes, précédés d'une introduction sur la Méthode. 1re partie. In-8, préface, XX p., introduction, CXXVII p. — Batignolles, imp. Hennuyer; Paris, lib. Ladrange; A. Durand.

MATIGNY (de). De la disparition de la monnaie d'argent et de son remplacement par la monnaie d'or, ou situation monétaire de la France en 1859. In-8, 168 p. — Paris, imp. Martinet; l'auteur, 21, rue Boutarel; les princ. lib.

DEFRANOUX. Découvertes et observations faites de 1855 à 1858 inclus, dans l'arrondissement géologique de Lons-le-Saulnier (Jura), par plusieurs géologues. In-8, 29 p. — Colmar, imp. Decker.

LEFORT. Traité de chimie hydrologique, comprenant des notions générales d'hydrologie, l'analyse chimique, qualitative et quantitative des eaux douces et des eaux minérales, un appendice concernant la préparation, la purification et l'essai des réactifs, et précédé d'un essai historique et de considérations sur l'analyse des eaux. In-8, XL-622 p. et figures intercalées dans le texte. — Paris, imp. Pillet fils aîné; lib. V. Masson.

Notes adressées à M. le préfet de la Seine sur les vidanges, la force motrice courante, l'alimentation hydraulique de Paris. Mars 1859. In-4. 24 pages et 2 planches.— Paris, imprimerie Gaittet.

PARENT. — Chemins de fer portugais. Propositions faites au gouvernement de Sa Majesté Très-Fidèle. In-8, 26 p. — Paris, imp. Appert; 12, place Vendôme.

PIOBERT. Traité d'artillerie théorique et pratique. Partie théo-

rique et expérimentale. Propriétés et effets de la poudre. 2e édition, revue et augmentée. In-8, xv-502 p. et 5 pl. — Paris, imp. et lib. Mallet-Bachelier.

VASQUEZ QUEIPO. Essai sur les systèmes métriques et monétaires des anciens peuples, depuis les premiers temps historiques jusqu'à la fin du khalifat d'Orient. Tome 1 et première partie des tables. Monnaies grecques. 2 vol. grand in-8, XXIII-1036 p. et un tableau. — Paris, imp. Bonaventure et Ducessois; lib. Dalmont et Dunod.

BOUIS. Empoisonnement par les gaz. In-8, 99 p. — Paris, imp. et lib. Mallet-Bachelier.

École impériale des ponts et chaussées. Collection de dessins distribués aux élèves. (Texte.) Tome 1. 2e livraison. Grand in-8, p, 153-238. — Paris, imp. Thunot et Ce.

Encyclopédie pratique de l'agriculture, publiée par Firmin Didot frères, fils et Ce, sous la direction de M. L. Moll, fermier à Vaujours, professeur au Conservatoire général des arts et métiers. Tome 1 (AAM-AMIDON). In-8 à 2 colonnes, VIII-440 p. et gravures intercalées dans le texte. — Paris, imp. et lib. F. Didot frères, fils et Ce.

FOCILLON. Cours élémentaire d'histoire naturelle, rédigé d'après le nouveau programme de l'enseignement scientifique des lycées. 2e partie. Physiologie animale et végétale et géologie. In-12, 724 p. et vig. intercalées dans le texte. — Paris, imp. Claye; lib. Desobry, E. Magdeleine et Ce.

FOURNET. Projet d'une exposition de produits manufacturés et d'œuvres d'art qui aura lieu à Lyon en 1860. In-8, 23 p. — Lyon, imp. Perrin.

Isthme (l') de Suez, journal de l'union des deux mers. 3e année. 1858. Du 10 janvier au 10 décembre. In-4, 590 p. — Paris, imp. Plon, 52, rue de Verneuil.

JEANNEL (J.). Aréomètre de J. Jeannel, indiquant la densité réelle des liquides, et en même temps le volume du kilogramme. In-8, 7 p. — Bordeaux, imp. Gounouilhou.

JEANNEL. Recherches chimiques sur le rôle des corps gras dans l'absorption et l'assimilation des oxydes métalliques. Mémoire présenté à l'Académie des sciences dans la séance du 27 décembre 1858. In-8, 29 pages. — Bordeaux, imp. Gounouilhou.

SCHUBERT (T. F. de). Exposé des travaux astronomiques et géodésiques exécutés en Russie dans un but géographique jusqu'à l'année 1855, avec un atlas et un supplément. Grand in-4. — Saint-Pétersbourg; Leipzig.

MALAPERT. Mémoire sur la congélation artificielle de l'eau et sur le moyen de transporter la glace pendant les chaleurs. In-8, 19 p. et 2 pl. — Poitiers, imp. Bernard.

MOIGNO. Manuel de la science. Annuaire du Cosmos. 1re année. 1re et 2e partie. 2 vol. in-18, XII-706 p. — Paris, imp. Remquet et Ce; lib. Tramblay; Dalmont et Dunod.

PICTET. Les Origines indo-européennes, ou les Aryas primitifs, essai de paléontologie linguistique. 1re partie. Grand in-8, VIII-547 p. — Saint-Denis, imp. Drouard et Moulin; Paris, lib. Joël Cherbuliez.

RONDOT. Musée d'art et d'industrie. Délibération. (Chambre de commerce de Lyon.) In-4, 46 p. — Lyon, imp. Perrin.

Bulletin de la Société philomatique de Bordeaux. 2e série. 3e année. 1858. In-8, 134 p. — Bordeaux, imp. Gounouilhou; 30, allées de Tourny.

DESCHAMPS. Manuel pratique d'analyse chimique. Tome 1. Analyse qualitative avec 39 figures intercalées dans le texte. — Tome 2. Analyse quantitative avec 41 figures intercalées dans le texte. Deux volumes in-8, XVI-1023 p. — Paris, imp. Martinet; lib. Germer Baillière.

KURR. Album de minéralogie. In-4, 52 p. et 24 pl., dont 22 coloriées. — Paris, imp. et lib. F. Didot frères, fils et Ce.

NICKLÈS. Le Congrès scientifique de Carlsruhe. In-8, 81 p. — Nancy, imp. et lib. Grimblot, Ve Reybois et Ce.

THENARD (P.). Des conditions de fécondité spontanée des terres. — Mémoire présenté à l'Académie des sciences, le 21 février 1859. In-8, 15 p. — Paris, imp. Cosson et Ce.

HEUZÉ. Cours d'agriculture pratique. Tome 7. Les Plantes industrielles. 1re partie. Plantes oléagineuses tinctoriales, salifères, à balais, à cannes, condimentaires, à cardes et d'ornement funéraire. In-8, XII-379 p., avec 21 vign. sur bois et 10 planches gravées en taille-douce et coloriées. — Paris, imp. Lahure et Ce; lib. L. Hachette et Ce.

HUMBOLDT (de). Cosmos. Essai d'une description physique du monde; traduit par Ch. Galusky. Tome 4. In-8, VIII-806 p. — Paris, imp. Claye; lib. Gide.

CASTRO. L'Électricité et les chemins de fer. Description et examen de tous les systèmes proposés pour éviter les accidents sur les chemins de fer au moyen de l'électricité, précédés d'un résumé historique élémentaire de cette science et de ses principales applications. Publié par ordre du gouvernement espagnol. Tome 2. In-8, 546 p. — Paris, imp. Raçon et Cᵉ; lib. Lacroix et Baudry.

COSSON. Considérations générales sur le Sahara algérien et ses cultures. In-8, 23 pages. — Paris, imp. Martinet; lib. V. Masson.

MILNE-EDWARDS. Leçons sur la physiologie et l'anatomie comparée de l'homme et des animaux, faites à la Faculté des sciences de Paris. Tome 4. 3ᵉ partie. De la transsudation et du système lymphatique. Grand in-8, p. 391 à 596. Fin du volume. — Paris, imp. Martinet; lib. V. Masson.

LAURENT. Études physiologiques sur les animalcules des infusions végétales, comparés aux organes élémentaires des végétaux. Tome 2. Des organes élémentaires des végétaux. In-4, 188 p. et 24 pl. — Nancy, imp. Dard; Paris, lib. J. B. Baillière et fils.

LOVE. Des diverses résistances et autres propriétés de la fonte, du fer et de l'acier et de l'emploi de ces métaux dans les constructions. In-8, XXXI-360 p. et 2 tabl. — Lille, imp. Reboux; Paris, lib. Lacroix et Baudry.

ALCAN. Essai sur l'industrie des matières textiles, comprenant le travail complet du coton, du lin, du chanvre, des laines du commerce de la soie, du caoutchouc, etc. Second tirage, augmenté de la classification et de la notation caractéristique des tissus, etc. Appendice. In-8, IV-p. 761-801 et 1 pl. — Paris, imp. F. Didot frères, fils et Cᵉ; lib. Lacroix et Baudry.

BARBIÉ du BOCAGE. Madagascar, possession française depuis 1642. Ouvrage accompagné d'une grande carte dressée par M. V. A. Malte-Brun, secrétaire adjoint de la Société de géographie. In-8, XXXI-367 p. — Paris, imp. Claye; lib. Arthus Bertrand.

Eaux minérales ferro-crénatées de Fontaine-Bonneleau (Oise), autorisées par lettre spéciale du ministre, analysées par M. Ossian Henry, membre de l'Académie impériale de médecine et approuvées par l'École impériale des mines. In-8,

15 p. — Paris, imp. Moquet ; 28 et 30, rue de Grenelle Saint-Honoré.

Escayrac de Lauture (d'). Voyage dans le grand désert et au Soudan. In-16, xxiii-214 p. — Saint-Germain en Laye, imp. Beau ; Paris, lib. Pouget-Coulon ; Maillet-Schmitz ; Douniol ; V. Sarlit ; Philippart.

Faure. Observations sur le système de dérivation projetée des eaux de la Somme-Soude. In-8, 20 p. — Neuilly, imp. Guiraudet.

Héricart de Thury. De la culture de la vigne et de la production du vin en Algérie. Rapport lu à la Société impériale et centrale d'agriculture, dans sa séance du 27 janvier 1859. In-8, 54 p. — Paris, imp. et lib. Vᵉ Bouchard-Huzard.

La Marmora (de). Notice biographique sur le général Hyacinthe de Collegno, et liste de ses publications. In-8, 8 p. — Paris, imp. Martinet.

Langlebert et Catalan. Arithmétique, algèbre, géométrie. In-18, 188 p. — Paris, imp. et lib. J. Delalain.

Mémoires de la Société géologique de France. 2ᵉ série. Tome 6, 2ᵉ partie. Mémoire nᵒ 2 : Les Corbières ; études géologiques d'une partie des départements de l'Aude et des Pyrénées-Orientales, par M. le vicomte d'Archiac. In-4, iv p. 209-446 et 25 pl. — Paris, imp. Martinet ; lib. Gide.

Nodot. Description d'un nouveau genre d'édenté fossile renfermant plusieurs espèces voisines du gliptodon, suivie d'une nouvelle méthode de classification applicable à toute l'histoire naturelle et spécialement à ces animaux. Ouvrage publié par l'Académie des sciences, arts et belles-lettres de Dijon, avec le concours du conseil municipal de la même ville. In-8, 175 p., un tableau et atlas. In-4, 4 p. et 12 pl. — Dijon, imp. Loireau-Feuchot (1856).

Omalius d'Halloy (d'). Des races humaines, ou éléments d'ethnographie. 4ᵉ édition. In-18 jésus, 131 p. et pl. — Paris, imp. Claye ; lib. Lacroix et Baudry.

Quatrefages (de). Notice sur l'acclimatation de quelques espèces d'oiseaux. In-8, 16 p. — Paris, imp. Martinet.

Abbadie (d'). Sur le tonnerre en Éthiopie. In-4, 162 p. — Paris, imp. impériale.

BOBIERRE. Du phosphate de chaux et de son emploi en agriculture. Leçons professées à l'École préparatoire des sciences et des lettres de Nantes. In-8, 127 p. et 2 pl. — Nantes, imp. Busseuil; Paris, lib. agricole.

CHANOINE. Mémoire sur les travaux projetés pour l'amélioration de la navigation de la partie de la haute Seine comprise entre Paris et Montereau. In-4, 29 p. — Paris, imp. Jousset, Clet et Cᵉ.

Description des machines et procédés consignés dans les brevets d'invention, de perfectionnement et d'importation dont la durée est expirée, et dans ceux dont la déchéance a été prononcée, publiée par les ordres de M. le ministre de l'agriculture, du commerce et des travaux publics. Tome 89. In-4, 620 pages et 29 pl. — Paris, imp. et lib. Vᵉ Bouchard-Huzard.

FILHOL. Rapport sur la chute de deux aérolithes tombés dans le département de la Haute-Garonne. In-8, 11 p. — Toulouse, imp. Douladoure frères.

FILHOL. Recherches sur l'alcalinité comparée des eaux sulfureuses des Pyrénées. In-8, 19 p. — Toulouse, imp. Douladoure frère.

GEOFFROY SAINT-HILAIRE. Histoire naturelle générale des règnes organiques, principalement étudiée chez l'homme et les animaux. Tome 2. 2ᵉ partie. In-8, VI, p. 257-523. — Paris, imp. Martinet; lib. V. Masson.

PERDONNET. Notions générales sur les chemins de fer. In-18. — Lacroix-Comon, à Paris.

HÉRICART de THURY. Régénération de la race ovine en Algérie par l'introduction de béliers mérinos achetés en Espagne. — In-8, 25 p. — Paris, imp. Schiller aîné.

JEANJEAN. Études scientifiques. Le plâtre, de son emploi dans l'agriculture et dans les arts. In-8, 64 p. — Nîmes, imp. Ballivet.

LANGLEBERT et CATALAN. Physique. In-18, 336 p. — Paris, imp. et lib. J. Delalain. Broché.

LA ROQUETTE (de). Notice biographique sur la vie et les travaux du professeur norwégien Keilhau; lue à la Société géologique de France, 8 novembre 1858. In-8, 19 p. — Paris, imp. Martinet.

Mémoire (premier) sur les eaux de Paris, présenté par M. le baron Haussmann, sénateur, préfet de la Seine, au Conseil Municipal (4 août 1854). In-4, 71 p. Second mémoire (16 juillet 1858). In-4, 136 pages et 12 pl. et tabl. in-folio. — Paris, imp. de Mourgues frères.

Navez. Instruction sur l'appareil électro-balistique. In-8, 194 p. — Argenteuil, imp. Worms et Cᵉ; Paris, lib. Corréard.

Roumeguère. La Botanique, la conchyliologie et la géologie dans le midi de la France, 1835-1858. Session de 1858. Extrait des mémoires. In-8, 53 p. — Toulouse, imp. Chauvin.

Bougère. Notice sur l'injecteur automoteur des chaudières à vapeur. In-8, 16 p. — Paris, imp. Chaix.

Bunsen et Schischkoff. Théorie chimique de la combustion de la poudre. Traduit par A. Terquem. In-8, 68 p. — Argenteuil, imp. Worms; Paris, lib. Corréard.

Chemin de fer du Nord. Exploitation. Recueil des ordres de service et instructions de l'année 1858. (Suite de la collection générale de 1846 à 1857 inclusivement). 2ᵉ volume. Tome 3. In-8, 534 p. — Lille, imp. Danel.

Navez. Expériences de balistique exécutées en Russie dans le courant de l'année 1858. In-8, 23 p. — Paris, imp. Gros et Donnaud; lib. Corréard.

Notice sur la machine hydraulique de M. L. N. Dejean de Fonroque. In-8, 8 p. et fig. — Paris, imp. Brière.

Olivier. Notes sur le drainage. In-8, 16 pages. — Caen, imp Poisson.

Paramelle. L'Art de découvrir les sources. 2ᵉ édition, revue, corrigée et augmentée. In-8, XXIV-428 p. — Paris, imp. Bailly, Divry et Cᵉ; lib. Dalmont et Dunod.

Vichy. De l'usage des eaux minérales naturelles de Vichy dans l'Algérie, la Grèce, le Levant et les colonies. In-16, 32 p. et 1 carte. — Paris, imp. Renou et Maulde; 22, boulevard Montmartre.

Annales de chimie et de physique; par MM. Chevreul, Dumas, Pelouze, Boussingault, Regnault, de Senarmont, avec une revue des travaux de chimie et de physique publiés à l'étranger, par MM. Wurtz et Verdet. 3ᵉ série. Tome 55. Année 1859. In-8, 512 p. et pl. — Paris, imp. Mallet-Bachelier; lib. V. Masson.

Bisquerel. Des eaux d'Ems. Études sur les propriétés physi-

ques, chimiques et thérapeutiques de ces eaux. In-8, 45 p. et fig. — Paris, imp. Martinet; lib. Germer Baillière.

COULON et BUREL. Projet d'un port de refuge dans la Seine In-4, 6 p. — Rouen, imp. Rivoire et Ce.

DURAND. Guide de l'abonné au gaz d'éclairage. Aperçu élémentaire mis à la portée de tous sur les avantages que présente l'emploi bien entendu du gaz à l'éclairage et au chauffage. In-16, 191 p. — Paris, imp. d'Aubusson et Kugelmann; lib. Lacroix et Baudry; 61, passage Jouffroy.

FLACHAT. Les Chemins de fer, les charbonnages, les prix différentiels de transport et les prix différentiels de vente. In-8, 31 p. — Neuilly, imp. Guiraudet.

GAUDRY. Instruction pratique sur la construction, l'emploi et la conduite des machines agricoles en général et des machines à vapeur rurales en particulier. In-18, VII-100 p. — Paris, imp. Claye; lib. Lacroix et Baudry.

Annuaire des eaux minérales et des bains de mer de la France et de l'étranger, publié par la Gazette des eaux. In-18, 235 p. — Paris, imp. Bonaventure et Ducessois; 30, rue Jacob; lib. L. Hachette et Ce.

Étude comparative sur le marnage et le chaulage. In-16, 16 p. — Paris, imp. Chaix et Ce.

GAUDRY. Notice sur la vie et les travaux du commandant Rozet; lue à la Société géologique de France, le 21 février 1859. In-8, 12 p. — Paris, imp. Martinet.

LOVE. Observations sur les prescriptions administratives réglant l'emploi des métaux dans les appareils et constructions intéressant la sécurité publique. In-8, VIII-63 p. — Neuilly, imp. Guiraudet; Paris, lib. Lacroix et Baudry.

BARNIER. De l'amendement des terres par la chaux. In-16, 16 p. — Paris, imp. Chaix et Ce.

COURVAL (de). Taille et conduite des arbres forestiers et autres de grande dimension. Exposé comparatif en deux tableaux avec spécimens, présentés au concours régional de Saint-Quentin. In-8, 31 p. — Laon, imp. Fleury.

DUPUIT. Des crises alimentaires et des moyens employés pour y remédier. In-8, 36 p. — Paris, imp. Pillet fils aîné.

BRÉBISSON (de). Flore de la Normandie. Phanérogames, et cryptogames semi-vasculaires. 3e édition, augmentée de tableaux analytiques et d'un dictionnaire des termes de botanique.

In-12, XXXIV-400 p. — Caen, imp. et lib. Hardel; Paris, lib. Derache; Rouen. lib. Le Brument.

DELESSE. Recherches sur l'origine des roches. In-8, 56 p. — Paris, imp. Martinet.

FOURNET. Note sur certaines colorations de la lune et du soleil. In-8, 17 p. Versailles, imp. Beau jeune.

MAGNY. Méthode explicative des engrais déduite de la composition chimique des végétaux, de celle des différents engrais usités, des qualités diverses des sels et des propriétés physiques et chimiques des corps simples qui concourent à l'organisation végétale, indiquant la nature, la préparation et l'emploi des divers engrais, suivant la qualité du sol, etc.; simplifiée et mise à la portée de tous les cultivateurs avec application au jardinage. In-8, 104 pages. — Auxerre, imp. Boudin.

MARIE. De la suppression du canal Saint-Martin et de l'établissement des entrepôts libres. In-8, 11 p. — Neuilly, imp. Guiraudet; l'auteur, aux Ternes, 10, rue Saint-Ferdinand.

ORBIGNY (d'). Cours élémentaire de paléontologie et de géologie stratigraphiques. Vignettes gravée en relief et sur cuivre par M. E. Salle. Tome 2, fascicules 1 et 2. In-18, 851 pages et tableaux in-4, 4 p. et 17 tableaux. — Corbeil, imp. Crété; Paris, lib. V. Masson (1851-1852).

PELOUZE et FRÉMY. Abrégé de chimie. 4e édition, conforme au programme officiel de l'enseignement dans les lycées, avec plus de 200 figures intercalées dans le texte. Partie II. Métaux et métallurgie; classe de seconde. In-18 jésus, 468 p. — Corbeil, imp. Crété; lib. V. Masson.

BREMIKER (C.). Annuaire nautique, ou Éphémérides et tables complètes pour l'an 1861, Grand in-8. — Berlin. G. Reimer.

Revue générale de l'architecture et des travaux publics, journal des architectes, des archéologues, des ingénieurs et des entrepreneurs, publiée sous la direction de M. César Daly, architecte, etc. 16 volumes, 1858. Grand in-4 à deux colonnes, 152 p., planches et gravures sur bois intercalées dans le texte. — Paris, imp. Ve Lacour; 8, place Saint-Michel.

ROUBAUD. Les Eaux minérales de la France; Guide du médecin praticien et du malade. In-18 jésus, VIII-364 p. — Paris, imp. Bourdilliat; Librairie nouvelle.

SCHMIDT. Nouveau manuel complet de l'architecte des monuments religieux, ou Traité d'application pratique de l'archéologie chrétienne à la construction, à l'entretien, à la restauration et à la décoration des églises; à l'usage du clergé, des fabriques, des municipalités et des artistes. Ouvrage enrichi d'un vocabulaire d'architecture et d'archéologie, d'un manuel administratif et d'un atlas. Nouvelle édition revue, corrigée et considérablement augmentée. In-18, VIII-600 p. et atlas in-8 oblong, 29 pl. — Bar-sur-Seine, imp. Saillard; Paris, lib. Roret.

BARLET (Ed.). Essai sur l'histoire du commerce et de l'industrie de la Belgique, depuis les temps les plus reculés jusqu'à nos jours. In-12. — Liége.

REVUE UNIVERSELLE DES MINES, de la métallurgie, des travaux publics, des sciences et des arts, appliqués à l'industrie, publiée sous la direction de M. Ch. de CUYPER, ingénieur ordinaire à la Faculté des sciences de l'Université de Liége, inspecteur des études à l'École des arts et manufactures et des mines.

Troisième année, 1[re] *livraison :* Description du traitement métallurgique des minerais de cuivre à l'usine de Stern et aux ateliers de la mine Saint-Josephberg, près de Linz sur Rhin, par Alph. Fétis. Brochure in-8 avec planches.

Roue hydraulique à aubes courbes, système Poncelet. Considérations théoriques et règles pratiques pour l'établissement de cette roue, par J. KRAFT, ingénieur à la Société John Cockerill, ancien adjoint du professeur de mécanique à l'Ecole polytechnique de Vienne. Gr. in-4°, avec planches. Prix : 3 fr. 50. — Paris, lib. E. Noblet.

BINKHORST (L.-T.). Esquisse géologique et paléontologique des couches crétacées du Limbourg, et plus spécialement de la craie Tufeau. Vol. I. In-8 avec cartes et planches. — Bruxelles.

SCHUBERT (T. F. de). Exposé des travaux astronomiques et géodésiques exécutés en Russie dans un but géographique jusqu'à l'année 1855, avec un atlas et un supplément. Grand in-4. — Saint-Pétersbourg.

ALLEMAGNE.

Plattner (C.-F.). *Vorlesungen uber allgemein Hüttenkunde...* Leçons de métallurgie, publiées et complétées d'après le manuscrit posthume de l'auteur; par M. Th. Richter. (L'ouvrage formera deux volumes avec de nombreuses figures dans le texte. La première livraison, qui a traité des combustibles, a paru.) — Engelhardt, à Freiberg (Saxe).

Tünner (P.). *Das Eisenhuttenwesen...* De la métallurgie du fer en Suède. 1 vol. in-8 avec figures dans le texte et 6 pl. — Engelhardt, à Freiberg.

Gaetzschmann (F.). *Die Aufbereitung...* Traité de la préparation mécanique. 1 vol. in-8 avec figures dans le texte. — Engelhardt, à Freiberg.

Zeuner (G.). *Die Schiebersteurungen...* Traité de la distribution de la vapeur au moyen de tiroirs, spécialement dans les machines locomotives. (Extrait revu et complété du journal l'*Ingénieur civil.*) 1 vol. in-8 avec 6 pl.—Engelhardt, à Freiberg.

Kressner. *Systematische Abriss der Bergrichte...* Précis de la législation des mines en Allemagne et particulièrement en Saxe. 1 vol. grand in-8. — Engelhardt, à Freiberg.

Reich. *Die bisherigen Versuche zur Beseitegung der...* Exposé des recherches faites dans les usines fiscales de Freiberg pour obvier aux inconvénients de la fumée, etc. Brochure in-8.— Engelhardt, à Freiberg.

Mayer (L.). *Atlas der Alpenländer...* Atlas des Alpes, à l'échelle de 1/450.000. 9 feuilles in-folio. — Gotha.

Stein (W.). *Anleitung...* Précis d'analyse qualitative. In-8. — Dresde.

Dove (H.). *Optische...* Recherches sur l'optique. In-8. — Berlin.

Forschritte... Progrès de la physique pendant l'année 1857 (publication de la Société de physique de Berlin). 3e année, 1re partie. In-8. — Berlin.

Gerlach (G.). *Specifische...* Pesanteurs spécifiques des dissolutions salines les plus usuelles, à divers degrés de concentration. In-8 avec planches. — Freiberg.

Hoffmann (L.). *Mathematische...* Dictionnaire de mathématiques, 8e livraison. In-8. — Berlin.

JORG (L.). *Fraunhofer und...* Fraunhofer et ses travaux en optique. Brochure in-8. — Munich.

KOLBE (H.). *Ausführliche...* Manuel complet de chimie organique, livraisons 10 et 11. In-8. — Brunswich.

LEHMANN (C). *Handbuch...* Manuel de chimie physiologique, 2e édition. Grand in-8. — Leipsig.

FELSO-SZOPOR (K.). *Graphische...* Méthode graphique pour le calcul et la distribution des terres. In-8. — Vienne.

Handwörterbuch... Dictionnaire de chimie pure et appliquée fondé par Liebig, Poggendorff et Wöhler, publié par Fehling et Kolbe.

H. KOPP et H. WILL. *Jahresbericht über die Fortschritte der Chemie und verwandter Theile Wissenschaften für* 1858. Compte rendu des progrès de la chimie et des branches des autres sciences qui s'y rattachent. — Giessen.

C. G. LEHMANN. *Handbuch der physiologischen...* Manuel de chimie physiologique. — Leipzig.

Von LIEBIG, J. et A. von VOIT. *Das chemische Laboratorium...* Le laboratoire de chimie de l'académie des sciences à Munich. — Brusvic.

VON DER MARCK (W.). *Uber einige...* Sur quelques vertébrés, crustacés et céphalopodes de la craie de Westphalie. In-8 avec pl. — Berlin.

MARTIN *und* CHEMNITZ. *Systematiches Conchylien-Cabinet...* Collection systématique de mollusques. In-4 avec 6 planches coloriées. — Nuremberg.

Mitteihlungen der naturforschenden... Travaux de la société des naturalistes de Berne. In-8 avec planches. — Berne.

PFEIFFER (L.). *Monographia...* Monographie des hélices vivantes. Vol. IV, 2e partie. In-8. — Leipzig.

Schul-Atlas des Pflanzen-und Mineralreichs. Atlas destiné aux écoles représentant le règne végétal et le règne minéral. In-8. — Breslau.

BIRNBAUM (K.). *Lehrbuch der Landwirthschaft.* Traité d'agriculture. In-8. — Francfort.

FINK (P.). *Construction der Maschinentheile.* Construction des machines. In-4 avec planches et figures. — Vienne.

FRICK (J.). *Die Feuerspritze....* La pompe à incendie. Données sur sa construction, son calcul, son essai. In-8 avec 263 illust. — Brunsvick.

GERDING (T.). *Illustrirte Gewerbe-Chemie.* Chimie industrielle illustrée. 1re liv. In-8. — Gœttingue.

HARTMANN (C. F. A.). *Die Fortschritte...* Les progrès de la métallurgie dans ces derniers temps. In-8 avec 6 pl..— Leipzig.

Journal für... Journal de l'éclairage au gaz; publication mensuelle par N. H. Shilling et H. Schels. In-8.— Munich.

MOLL (C. L.) *und* F. REULEAUX. *Constructionslehre...* Principes de l'établissement et de la construction des machines. In-8 avec atlas in-folio. — Brunsvick.

NEUDTWICH (C. M.). *Grundriss der...* Principes de chimie industrielle. 3 vol. in-8. — Pest.

SCHEDEN (A.). *Pracktische...* Procédé pour la conservation des bois. In-8. — Leipzig.

SCHWARZ (H.) *Die Chemie...* La chimie et l'industrie de notre temps ou les parties chimiques les plus importantes de la fabrication d'après l'état actuel de la science. In-8. — Breslau.

WAGNER (J.-B.). *Hand-und Lehrbuch...* Traité-manuel de technologie. Vol. III. In-8. — Leipsig.

WERNICHE (A.). *Lehrbuch der Mechanik...* Traité élémentaire de mécanique. Vol. II. Mécanique des liquides. In-8. — Brunsvick.

BUCHNER (O.). *Die Feuermeteore...* Les météores incandescents et particulièrement les météorites; leur histoire et leur étude. In-8. — Giessen.

DEBEY (M.-H.) et von ETTINGSHAUSEN (C.). *Die urweltlichen...* Les bryozoaires de la craie d'Aix-la-Chapelle et de Maestricht. In-4 avec 7 pl. — Vienne.

DEBEY (M.-H.) et von ETTINGSHAUSEN (C.). *Die urweltlichen...* Les thallophytes de la craie d'Aix-la-Chapelle et de Maestricht. In-4 avec 3 pl. — Vienne.

Von DECHEN (H.). *Geologische Karte der...* Carte géologique des provinces du Rhin et de la Westphalie; section Lübbecke. — Berlin.

EHRENBERG (C.-G.). *Beitrag zur Bestimmung...* Recherches sur les animaux microscopiques qui vivent dans les Alpes à 10.000 pieds de hauteur. In-4 avec planches. — Berlin.

Handatlas der drei Naturreiche... Petit atlas des trois règnes de la nature. 3 parties. Grand in-8 avec beaucoup d'illustrations. — Breslau.

Repertorium für Meteorologie... Répertoire de météorologie,

publié par la société impériale de géographie à Saint-Pétersbourg et rédigé par Kaemtz. Vol. I. In-4. — Dorpat.

Rolof (J. F.). *Die Mechanik*... La mécanique de l'électromagétisme développée d'après ses principes. 2e édit. in-4 avec planches. — Berlin.

Von Schauroth (K.). *Kritiches Verzeichniss*... Comparaison critique des fossiles du trias dans le Vicentin. in-8 avec planches. — Vienne.

Studer, Ulrich (G.-M.), Weilemann (J.-J.). *Berg-und*... Excursion dans les montagnes et dans les glaciers de la Suisse. In-12 avec pl. — Zurich.

Von Beust (F.-C.). *Ueber die*... Sur la richesse en métaux des filons de Freiberg. In-8. — Freiberg.

Von Beust (F.-C.). *Die Erzzonen*... Les zones métallifères dans l'Erzgebirge saxon. In-4 avec planches. — Londres.

Von Cotta (B.). *Die Lehre von den Erzlagerstätten*. L'étude des gîtes métallifères. 2e édit., vol. I, In-8. — Freiberg.

Elsener (L.). *Die chemisch*... Communications relatives à la chimie industrielle. In-8. — Berlin.

Jager (J.-P.-E.-L.). *Die Polygonometrie*... La polygonométrie et son application à la mesure et au calcul des grandes forêts. In-8 avec 5 pl. — Marbourg.

Zeuner (G.). *Grundzuge der mechanischen*... Principes de la théorie mécanique de la chaleur; examen spécial de la vapeur d'eau. In-8 avec illustrations. — Freiberg.

Hassenstein (C. H.). *Das electrische*... La lumière électrique. Son emploi à l'éclairage des rues et des places. Grand in-8. — Weimar.

Liebig (J. V.). *Naturwissenschaftliche*... Lettres scientifiques sur l'agriculture moderne. In-18. — Leipzig.

Blume (C. L.). *Flora Javæ*... Flore de Java et des îles voisines. Nouvelle série.

Bibliotheca chimica... Bibliothèque chimique. Indication des ouvrages relatifs à la chimie pure, pharmaceutique, physiologique et technique, publiés depuis 1840 jusqu'à 1858, par E. A. Zuchold. Grand in-8°.

Abich (H.). *Vergleichende geologische Gründzüge*... Bases d'une étude géologique comparée du Caucase, de l'Arménie et du nord de la Perse. — Prodrome d'une géologie du Caucase. Gr. in-4. — Saint-Pétersbourg.

ANGLETERRE.

Manual of... Manuel de géographie mathématique et physique ; découvertes nouvelles, etc. 2 vol. in-8, 1852-59. — Londres.

SCORESBY (W.). *Journal of...* Journal d'un voyage d'observations magnétiques autour du monde. 1 vol. in-8.

SMILS. *The Story...* La vie de G. Stephenson. 1 vol. in-8.

DICKSON (J.). *The Unity...* Unité des sciences physiques. In-8. — Londres.

MARCOU (J.). *Reply of the criticisms...* Réplique aux critiques de J. D. Dana. In-8. — Zurich.

MAURY (M.F.). *The physical geography...* La géographie physique de la mer. In-8 avec cartes et planches. — Londres.

GIRARD (C.). *Herpetology of...* Herpétologie de l'expédition du capitaine Wilkes de 1839 à 1842.

BLACKE (W. P.). *Report of...* Rapport sur une reconnaissance géologique en Californie, faite avec l'expédition ayant pour but l'étude du chemin de fer entre le Mississipi et l'océan Pacifique, dirigée par le lieutenant R. Williamson, du corps des ingénieurs géographes en 1853, par W. P. Blake, géologue et minéralogiste de l'expédition. — Appendice contenant des descriptions de certaines parties de la collection, par le professeur Agassiz.

CASSIN (J. C.) *Mammalogy and...* Mammalogie et Ornithologie de l'expédition entreprise par les États-Unis, sous la direction du capitaine Wilkes, de l'année 1839 à 1842. Atlas in-folio, 1 vol.

KURR (J. G.). *The mineral...* Le règne minéral avec illustrations coloriées. In-fol. — Hamilton.

HICHKOCK (L. P.). *Rational...* Cosmologie rationnelle, ou les principes éternels et les lois nécessaires de l'univers. 8 vol. — New-York.

TOMES (R.). *Japan and...* Le Japon et les Japonais. Récit de l'expédition du gouvernement des États-Unis sous le commodore Perry. 2e édition, 8 vol.

PAGE (D.). *Advanced text-book...* Géologie descriptive et industrielle. 2e éd. in-8 avec illust. cart. — Édimbourg.

BUCKLAND (F.-T.). *Curiosities of Natural History...* Les curio-

sités de l'histoire naturelle. 4ᵉ éd. In-12 avec fig.—Londres.

MILLER (H.). *Sketch-Book of Popular*... Esquisses de géologie populaire d'après une série de leçons, professées à Édimbourg. In-8. — Édimbourg.

PAGE (D.). *Handbook of Geological*... Manuel des termes de géologie. In-8. — Édimbourg.

ANDERSON (J.), DURA DEN. *A Monography*... Monographie du grès jaune et des fossiles remarquables qu'il contient. Vol. I. In-8. — Leipzig.

ITALIE.

SELLA (G.). *Theorica*, etc... Théorie et usage de la règle à calcul. 1 vol. in-12. — Turin, imprimerie royale.

STOPANI (A.). Paléontologie lombarde ou description des fossiles de Lombardie. Livr. 7, 8. In-4 avec planches. — Milan.

Annuaire de l'observatoire royal de Naples en 1859.

MARMORA (le comte Albert de la). Voyage en Sardaigne, ou description statistique, physique et politique de cette île, avec des recherches sur ses productions naturelles et ses antiquités. 3ᵉ partie : Description géologiqne et paléontologique. 2 vol. in-8, avec un atlas de 19 planches in-fol. oblong, en grande partie coloriées. — Turin. 50 fr.

SCACCHI (A.). *Catalogus*... Catalogue des mollusques du royaume de Naples. In-8. — Naples.

Paris. — Imprimé par E. THUNOT et Cᵉ, rue Racine, 26.

ANNALES

DES MINES.

DESCRIPTION DES MAN ENGINES

EMPLOYÉS DANS LE CORNWALL POUR DESCENDRE ET REMONTER LES OUVRIERS MINEURS.

Par M. L. MOISSENET, ingénieur des mines.

INTRODUCTION.

Le métier de mineur est, sans contredit, un des plus pénibles que l'homme puisse s'imposer; aux fatigues inhérentes à toute profession manuelle, vient fréquemment s'ajouter l'insalubrité du chantier, et dans les mines profondes, il faut encore y joindre la difficulté d'accès et de sortie.

En même temps qu'elle peut absorber une partie considérable du labeur de l'ouvrier, cette dernière cause développe chez lui, à la longue, de graves infirmités. Aussi a-t-elle depuis longtemps éveillé l'attention des exploitants.

Leur devoir d'humanité était ici en accord évident avec leur intérêt, et, suivant les conditions locales, diverses solutions se sont produites, substituant des moyens mécaniques à la descente et à l'ascension par échelles.

L'idée la plus simple était d'appliquer aux hommes

les procédés d'extraction du minerai : c'est ce qu'on put réaliser dans la plupart des mines de houille. Les puits y sont verticaux, et la translation des ouvriers se fait au moyen du câble, parfois, comme en Angleterre, sans autre intermédiaire qu'une chaîne à crochets dans laquelle leur jambe est passée, généralement en Belgique et en France par les bennes ou cuffats, et les cages guidées.

En 1833, un système entièrement différent fut essayé dans les mines métalliques du Hartz; son principe consiste à imprimer à des échelles un mouvement alternatif, divisant le trajet en une série de relais, à chacun desquels l'ouvrier n'a à effectuer qu'un déplacement horizontal. Ces échelles mobiles, connues en Allemagne sous le nom de fahrkunst, ont été depuis imitées et perfectionnées par les Anglais et ensuite par les Belges.

Le premier *man engine* (machine à homme) fonctionna dans le Cornwall en 1842, à la mine de Tresavean; en 1845 M. Warocqué installa à Mariemont l'appareil qui a conservé son nom.

Plusieurs descriptions ont été données des fahrkunst et de la machine Warocqué (1); M. Combes, dans son traité d'exploitation, signale le man engine de Tresavean, objet lui-même de rapports assez détaillés, publiés par la société polytechnique du Cornwall dans son bulletin de 1843.

J'ai eu occasion de visiter récemment dans ce pays plusieurs mines où les man engines remplissent par-

(1) Pour les Fahrkunst, *Archives de Karsten*, t. X;
Notes du professeur Gordon, 1841, *Annual Report of the Royal Cornwall Polytechnic Society;*
M. Combes, *Traité d'exploitation*, t. III, 1845;
M. Ponson, *Mines de houille*, t. III, 1853;
Pour la machine Warocqué, Combes et Ponson, *ibidem.*

faitement leur destination; ces appareils présentent plus de sécurité et de puissance que ceux du Hartz, et plus de simplicité que ceux de Belgique. C'est à ce titre pratique, et non pas à celui de nouveauté, qu'il m'a semblé intéressant de les décrire ici.

Voici d'abord un court historique des principales phases que suivit leur introduction, due entièrement à l'initiative intelligente et généreuse de la Société polytechnique (1).

Historique.

Dès la première réunion générale de la société, en 1834, M. Charles Fox offrit trois prix pour le perfectionnement des procédés, alors en usage, pour la descente et l'ascension des mineurs. Le meilleur projet fut celui de l'ingénieur Michael Loam, le même qui devait plus tard construire la machine de Tresavean. Cependant le concours demeura ouvert; durant plusieurs années, divers plans furent produits et des prix accordés. En 1838, M. Fox offrit 2.500 francs à la première mine qui ferait une tentative dans le sens désiré; cet exemple fut suivi par d'autres particuliers, et une somme de 14.500 francs fut remise aux mains d'un comité, chargé d'adresser des circulaires aux mines. Les exploitants de Tresavean acceptèrent les conditions proposées, et en janvier 1842, deux tiges à mouvement alternatif, conduites par une roue hydraulique, fonctionnaient jusqu'à une profondeur de 26 toises. Les paliers étaient distants de 12', l'excursion de chaque tige en avait 6; en sorte que les hommes changeaient de position à chaque palier. Sur l'avis de M. Loam, on se décida à substituer une machine à vapeur à la roue

Man engines à deux tiges.

(1) Ces renseignements, ainsi que tous ceux relatifs aux man engines de Tresavean et des United-Mines, sont extraits des bulletins de la Société polytechnique.

hydraulique, afin que la force motrice ne pût venir à manquer, et en même temps on jugea convenable de porter l'excursion des tiges à 12'; le nombre et l'espacement des paliers restant les mêmes, les hommes ne devaient plus avoir à en changer que de deux l'un, et on pouvait à la fois descendre et remonter autant d'ouvriers.

Le 25 octobre 1842, l'appareil ainsi modifié atteignait 140 toises, et le 20 juin 1843 il était terminé; sa longueur étant de 290 toises = 530 mètres, et la mine ayant à cette époque 311 toises = 569 mètres.

Le second man engine fut construit par MM. Hocking et Loam, en 1845, aux grandes mines dites United; la température s'y élevait au fond à 40°, et il était urgent de diminuer autant que possible la fatigue du mineur. On se contenta, du reste, de copier le plan qui avait bien réussi à Tresavean, en n'y apportant que quelques modifications de détail, sur lesquelles je reviendrai plus loin.

Man engines à une seule tige.

En 1851, feu le capitaine Puckey, et M. l'ingénieur West, adoptèrent pour la mine de Fowey-Consols, un système nouveau.

Une seule tige garnie de paliers oscille dans le puits; une série de planchers fixes y sont installés de part et d'autre de la tige; ils sont, comme les paliers, espacés de 12' et correspondent aux divers niveaux occupés par ceux-ci aux extrémités de l'excursion de la tige. L'ouvrier quittant un palier, attend sur le plancher, que le palier suivant vienne se présenter à lui. D'ailleurs ce man engine peut être parcouru à la fois par les ouvriers montant et par les ouvriers descendant; le temps d'arrêt aux planchers est suffisant pour qu'un homme passe sur le palier qu'un autre vient d'abandonner.

Le type à une seule tige a été appliqué depuis par

M. *Hocking*, à la mine de Levant, et vers 1854 à celle de Dolcoath ; on peut donc le considérer comme ayant prévalu aujourd'hui, dans le Cornwall, et je développerai les raisons qui lui donnent sur toutes les machines à deux tiges une incontestable supériorité.

Lors de mon voyage de 1858, Tresavean venait d'être abandonnée, d'un autre côté j'eus l'occasion de parcourir les trois man engines à une tige ; quant à celui des United-Mines, je n'avais pu, en 1855, en examiner que l'installation extérieure.

Dans la première partie de ce travail, je passerai en revue les détails relatifs à la construction de ces appareils et aux moteurs qu'ils exigent, et j'arriverai dans la seconde à quelques considérations économiques sur les dépenses auxquelles ils entraînent, et sur les avantages qu'ils peuvent offrir.

§ Ier. — Construction des man engines.

Machines motrices.

Les cinq man engines du Cornwal présentent beaucoup de points analogues dans leurs dispositions ; il serait par suite fastidieux de les décrire successivement, tandis qu'une étude parallèle de leurs principaux éléments en fera mieux ressortir les analogies et les différences.

Avant d'examiner l'appareil souterrain, je m'occuperai des machines motrices et de l'installation extérieure.

Dans le tableau suivant sont réunies : la profondeur de la mine, la longueur du man engine, les dimensions du cylindre moteur, les vitesses des machines et des tiges, enfin la durée totale du parcours, et la vitesse imprimée par minute à l'ouvrier.

Type.	NOMS DES MINES. Dates.	PROFONDEURS de la mine.	PROFONDEURS du man engine.	MACHINES MOTRICES. Diamètre du cylindre.	MACHINES MOTRICES. Course du piston.	MACHINES MOTRICES. Nombre de tours (approché) par minute.	Coefficient de réduction.	MAN ENGINES. Nombre de coups (approché) par minute.	MAN ENGINES. Durée d'un trajet.	MAN ENGINES. Vitesse de ...
		fms. mèt.	fms. mèt.	mèt.	mèt.				min.	m
Deux tiges.	1° Tresavean. . . (1843)	311=568,7	290=530,3	36″=0,914	6′=1,829	15	1/5	3	24	22,
	2° United-Mines. (1845)	» »	210=384,0	32″=0,813	6′=1,829	18	1/6	3	17,5	21,
Une seule tige.	3° Fowey Consols (1851-1858)	330=603,6	280=512,0	(Roue hydraulique.) mèt. 30′=9,144 (diamètre)	mèt. 6′=1.829 (largeur)	»	»	5 à 6	25	20,
	4° Levant Mine. . (1858)	240=438,9	200=365,7	20″=0,508	3′8″=1,117	40	1/10	4	25	14,
	5° Dolcoath. . . . (1854-1858)	284=519,3	220=402,3	20″1/4=0,514	5′=1,524	42	1/12	3,5	30	13,

Excepté à Fowey où le moteur est une roue à augets, d'environ 30 chevaux de force, toutes les autres machines sont à vapeur, dans le type ordinaire des machines d'extraction du Cornwall, c'est-à-dire à cylindre vertical et balancier; toutes sont à double effet.

Partout l'excursion des tiges est de 2 fms. = 12′ = 3m,657; elles sont reliées à l'extrémité d'un balancier en T renversé, fonctionnant comme varlet; l'autre bout de la pièce horizontale porte une grande boîte à contre-poids; le poteau perpendiculaire à cette pièce reçoit le mouvement alternatif par des longrines, qui le rattachent au moteur, situé à une plus ou moins grande distance du puits, et agissent en même temps comme bielles dans la transformation du mouvement. Pour les numéros 1, 2 et 3 elles se meuvent dans un plan vertical, pour les numéros 4 et 5 dans un plan horizontal; cette différence va se trouver justifiée par les explications suivantes.

Tresavean.

La machine de Tresavean fut, ainsi que je l'ai dit plus haut, établie spécialement pour le man engine, et ne dut faire aucun autre service; on la monta tout près de la bouche du puits; l'arbre horizontal reçut deux roues d'engrenages d'un diamètre 5 fois moindre que celui des deux roues à conduire; chacune de ces dernières porta sur l'un de ses bras, et à 6′ du centre, un bouton destiné à commander les têtes des bielles.

United-Mines.

Aux United-Mines, la machine est à 40 toises du puits; elle meut une paire de cylindres, qui ont à broyer la plus grande partie du minerai extrait, et, dans l'origine, elle avait en outre à mener deux portées de pompes nécessitées par le fonçage du puits. Ces divers emplois exigent qu'elle fonctionne d'une manière continue, et non pas par périodes, comme celle de Tresavean. Les deux roues d'engrenage, fixées sur l'arbre moteur ont $2'4'' = 0^m,711$ de diamètre, et celles qu'elles conduisent $14' = 4^m,267$. Là encore ces dernières sont placées dans un plan vertical.

Levant, Dolcoath.

Les machines de Levant et de Dolcoath sont consacrées alternativement à l'extraction et au man engine, et sont construites dans l'ancien type des *whims* avec tambour à axe vertical.

La plupart des puits du Cornwall, foncés d'abord verticalement sur une faible profondeur, suivent l'inclinaison du filon, dès qu'ils le recoupent; ils se trouvent par suite à peu près alignés pour un même filon.

Un *whim*, installé vers l'affleurement, dessert facilement plusieurs puits creusés de part et d'autre; mais le plus souvent l'exploitation s'étend bientôt à un ou plusieurs filons parallèles au premier, et la machine d'extraction devient un centre, d'où rayonnent des lignes de poulies supportant les chaînes et aboutissant

aux divers puits par lesquels on a successivement à extraire. Dans ces conditions, on avait trouvé convenable d'avoir un tambour à axe vertical, les chaînes partant toujours tangentiellement et sans exiger aucun guidage spécial lorsqu'on déplaçait l'extraction. Mais les avantages de cette disposition sont largement compensés, d'abord par la nécessité de maintenir le tambour avec des bois très-forts contre les tensions dans les diverses directions, plus encore par le frottement permanent et considérable développé entre les roues d'angle fixées à l'arbre moteur et à l'axe du tambour, enfin par l'inconvénient inhérent au tambour; c'est-à-dire la constance du rayon, d'où résulte un équilibre très-imparfait entre les efforts correspondants aux deux parties de la chaîne.

Aussi presque toutes les machines de construction récente, sont-elles munies de cages, soit fixées sur un arbre horizontal, mû par un engrenage plan, soit même, avec les cylindres à longue course, directement portées par l'arbre moteur.

C'est évidemment à ce type de machine qu'il serait bon de recourir pour les man engines, de préférence à l'ancien.

La convenance qu'il y avait à Levant et Dolcoath à utiliser les whims existants, a conduit l'ingénieur Hocking à résoudre élégamment la question de transformation d'un mouvement circulaire horizontal en mouvement alternatif vertical. Cette disposition, dont la nécessité est fâcheuse, ne serait pas à imiter; mais une courte description avec un croquis linéaire n'en sera point ici déplacée (*fig.* 12, Pl. I).

Entre le sol et la roue d'angle du tambour, l'arbre vertical laisse disponible une longueur d'environ 6', sur laquelle est placée la roue d'engrenage conductrice A;

à côté est installée, comme je l'expliquerai ci-après, la grande roue conduite B, de diamètre à peu près égal à celles des United-Mines; l'une et l'autre ont 1' d'épaisseur.

Lorsque le man engine est en marche, la roue A est liée à l'arbre par trois goujons verticaux qui la traversent, et sont eux-mêmes boulonnés en dessous à un fort plateau en fonte adhérent à l'arbre, et sur lequel la roue repose; A et B sont alors en prise : quand on veut extraire, on soulève A à un peu plus de 1' au-dessus de sa précédente position, et elle est alors folle sur l'arbre. Cette manœuvre se fait encore à Levant avec des leviers et à bras d'hommes; mais à Dolcoath un levier terminé en fourche vient embrasser A; ses extrémités percées de trous, ainsi que A, reçoivent deux goupilles, et la queue du levier est abaissée par une chaîne, qui s'enroule sur un treuil à engrenages.

L'arbre de B ne peut pas dépasser la roue, au-dessus de laquelle se promène la bielle; il a 6' depuis le plan inférieur de B jusqu'à la crapaudine, solidement installée sur un bloc de granite, dans une fosse en maçonnerie; il est en outre maintenu au-dessous de B par un palier boulonné sur une forte pièce de bois de 0m,40 d'équarrissage, noyée elle-même dans la maçonnerie et reliée à la traverse qui supporte l'arbre moteur de la machine.

Pour combattre la tendance au renversement, on a placé sur l'alignement du puits et de B, et au delà de B, un balancier contre-poids (*c*) chargé de 5 tonnes, mû par une longrine (*l*) dont la tête est aussi conduite par le bouton de B. A Dolcoath cette longrine a 44' = 13m,310 de longueur et 8" = 0m,203 d'équarrissage; le balancier est établi dans une fosse de 15' = 3m,57 de profondeur; il a la forme d'un triangle rectangle

isocèle, oscillant sur le sommet de l'angle droit. La tête du poteau dépasse un peu le niveau du sol; elle se termine par une pièce en fonte évidée en son milieu, de façon à laisser deux forts plateaux percés d'ouvertures. Un système de tourillons en croix est maintenu dans ces ouvertures par des coussinets, et les deux branches verticales passent dans deux têtes de bielles, formant fourche et boulonnées sur les deux faces horizontales de la longrine.

Quant à la transformation principale entre B et le man engine, elle est disposée différemment sur les deux mines.

A Dolcoath, la distance totale est d'environ 50 mètres. On a une première longrine (l') de 8″ d'équarrissage et 24′ de longueur; vers son extrémité se trouve dans une direction perpendiculaire à sa position médiane, une longrine (l'') de 22′, retenue à l'autre bout dans un palier, et pouvant décrire du côté de la première un arc de cercle. Ce rayon de 22′ est soutenu en son milieu par une glissière et à son extrémité par un galet (g) roulant sur une bande de fer; il supporte un double plateau (p) élargi en forme de 8, auquel sont reliées par des goujons, d'une part la tête de la bielle de 24′, de l'autre celle de la ligne des tirants (t) qui vont au balancier du man engine. L'arc décrit a évidemment une corde de 12′; il est facile de voir que la déviation horizontale entre son sommet et l'une de ses extrémités n'est pas supérieure à 1′. Les tirants (t) sont en bois de 7″ $\frac{1}{2}$ et supportés par deux poulies en fonte, de 0^{m},60 de diamètre et d'une largeur de gorge suffisante pour permettre le déplacement latéral, correspondant à la déviation initiale.

A Levant, au lieu de parcourir un arc de cercle, le bout de la bielle est guidé suivant une droite; à cet effet

il se relie à un système d'essieux en croix portant quatre roues, dont deux verticales sur les côtés et deux horizontales en dessus et en dessous; ces roues voyagent entre des pièces de bois, formant les arêtes d'un prisme carré, supposé couché sur l'une de ses faces.

Fowey-Consols.

A la mine de Fowey-Consols, la masse de la roue hydraulique n'a pas paru suffisante pour garantir la régularité du mouvement; on a ajouté un volant de 14 tonnes, animé par engrenages, d'une vitesse triple de celle de la roue.

Dispositions à la bouche du puits.

Le compartiment consacré au man engine est entouré d'une barraque, où les mineurs peuvent allumer leur chandelle; la tige sort au milieu de cette petite chambre, et, en marche, le premier palier est au niveau même du plancher. J'indiquerai plus loin le mode de liaison du balancier et de la tige.

En travers sur le puits est une chèvre de 30′ de haut, et par côté un cabestan pour descendre et remonter les pièces un peu lourdes, lors de l'établissement du man engine, et pour les réparations et l'entretien.

Puits.

Les seuls puits entièrement verticaux sont ceux des United-Mines, et de Fowey-Consols. Le croquis (*fig.* 1) donne la distribution du premier. Sa section est un trapèze dont les côtés ont 12′ et les bases 7′ et 8′; le compartiment réservé à l'extraction par bennes prismatiques guidées est celui de la petite base; il a 7′ de long sur 4′ de profondeur; une autre cloison, perpendiculaire à la première, divise le reste du puits en deux parties de 8′ de long, mais d'inégale largeur : l'une a 5′ à 5′6″ de large, et pourrait recevoir une ligne de pompes; l'autre, qui nous intéresse ici, a 2′6″ = 0m,762, avec la longueur indiquée de 8′ = 2m,438. Elle renferme les deux tiges du man engine, et des échelles fixes.

A Fowey, le compartiment qui contient la tige unique, avec les planchers fixes de chaque côté et une ligne d'échelles allant d'un niveau de 12' à l'autre, a 10' = 3^m,048 de large sur 5' = 1^m,52 de profondeur ; il est séparé de l'extraction par une très-forte cloison, faites de pièces de 6" d'équarissage, jointives et réunies par des boulons ; l'emploi de bennes ordinaires non guidées rendait indispensable de protéger le man engine contre les ruptures de câbles.

A Tresavean, le puits n'est vertical que jusqu'à 70 toises de la surface ; ensuite il est incliné au sud et fait avec la verticale un angle qui varie entre 4° et 30°.

A Levant, l'inclinaison après avoir été légèrement à l'est devient assez fortement ouest dans la profondeur ; enfin, à Dolcoath, on descend verticalement jusqu'à 50 toises, on a ensuite une inclinaison de 18" par toise, puis d'au moins 2' (1 de base pour 3 de hauteur), mais toujours au sud.

Tous ces puits sont rectangulaires, mais ne sont boisés que là où la roche l'exige ; c'est ce qui a lieu généralement pour les 10 ou 15 premières toises. Ceux inclinés sont taillés avec plus ou moins de régularité, et il est bon d'observer que, eu égard au mode de guidage de la tige et à la position de l'ouvrier sur le palier, ils doivent offrir une section horizontale plus profonde qu'il ne serait nécessaire dans le cas de la verticalité.

Man engine proprement dit. Tiges (*rods*). Les tiges des man engines sont comme celles des pompes en sapin de Norwége, et de l'espèce connue dans le commerce sous le nom de Longsound, localité d'où on exporte les bois de grande portée. On peut admettre 36' = 10^m,97 comme longueur moyenne des pièces ; quant à leur équarrissage, elles ont pour côté de leur section carrée :

A Fowey et à Levant . . .	8″ = 0,203 sur toute la longueur.
A Tresavean.	7″½ = 0,190 sur toute la longueur.
A Dolcoath successivement.	8″ = 0,203, 7″ = 0,178 et 6″½ = 0,165.
Aux United-Mines.	7″ ½ pour les 60 premières toises. 7″ pour les 100 suivantes. 6″ ½ pour les 50 dernières.

On venait à Dolcoath de remplacer quelques pièces de Longsound, qui n'étaient pas neuves lors de leur mise en place, par du bois de Memel (Baltique) de très-bonne qualité; mais revenant tout équarri à un prix plus élevé.

Jonction des parties de la tige. (Strapping plates.)

Les diverses pièces sont réunies selon le mode qui a aujourd'hui prévalu pour les tiges des pompes, c'est-à-dire par quatre bandes de fer forgé, serrées deux à deux par des boulons qui traversent le bois; les extrémités des pièces sont coupées franc, sans aucune entaille, et mises bout à bout. Les bandes (*strapping plates*) en fer de très-bonne qualité, ont généralement 1″ = 0^m,025 d'épaisseur, 5″ = 0^m,127 de large, et 10′ à 12′ = 3^m,047 à 3^m,657 de long; les boulons ont 1″ ¼ = 0^m,031 de diamètre et sont espacés de 18″ = 0^m,457, de manière que chaque tige est retenue par 8 boulons (*fig.* 2).

Paliers ou marchepieds. (Platforms.)

Les paliers sont en bon plateau de sapin, ou mieux en chêne, de 1″ ½ = 0^m,038 d'épaisseur; quant à leurs dimensions superficielles elles dépendent du type du man engine et de diverses considérations.

A Tresavean, ils sont carrés et ont 15″ = 0^m,380 de côté; le vide que franchit l'ouvrier est de 7″ = 0^m,178. Aux United-Mines, on a été conduit, ainsi que nous le verrons, à espacer davantage les deux tiges; aussi tout en conservant la profondeur de 15″, on a dû porter la largeur à 18″ = 0^m,457; le vide n'est que de 6″ = 0^m,152.

A Dolcoath, le palier a 16″ = 0^m,406 de côté, tandis qu'à Fowey il n'a que 12″ = 0^m,305. Ici se place une question de sécurité assez spécieuse, et qui me paraît mieux résolue par la petite dimension adoptée à Fowey.

L'ouvrier doit tenir à l'aise sur la *platform*, mais doit pouvoir s'y placer facilement, et en sortir de même; il a moins de chance de glisser, toutes choses égales d'ailleurs, s'il n'a qu'un mouvement peu étendu à faire : 12″ sont suffisants pour les deux pieds, qui doivent être rapprochés, et l'ouvrier se trouve alors bien en face de la tige, de manière que ses épaules courent moins de risque de heurter le plancher vers lequel il monte; en supposant dans ce plancher une ouverture déterminée. Une largeur de 22″ à 24″ paraît convenable; avec un palier de 12″ il restera de chaque côté un vide de 5″ ou de 6″; avec un palier de 16″ le vide sera réduit à 3″ et 4″. Tels sont, du reste, à peu près les intervalles laissés respectivement à Fowey et à Dolcoath. Or, lorsque l'ouvrier attend au bord du plancher que le palier descendant vienne s'arrêter à son niveau, si son pied dépasse le plancher plus qu'il ne convient, il sera rencontré par le palier. C'est, en effet, ce qui peut arriver avec un vide de 3″ ou 4″ seulement, tandis que le pied ne saurait se projeter de 6″ en avant sans qu'on s'en aperçût. Dans cette circonstance la tête et les épaules de l'ouvrier sont également moins exposées au choc du palier descendant.

Il est inutile de dire que les paliers sont toujours horizontaux, et que leurs supports doivent être construits d'après l'inclinaison de la tige; les *fig.* 3 et 4 montrent comment ils sont fixés à Dolcoath sur la partie verticale.

Une barre de fer de 2″ = 0^m,051 de largeur et de $\frac{1}{2}$″ = 0^m,013 d'épaisseur est recourbée en forme de double

console; en son milieu un appendice soudé à la forge se redresse verticalement sur une hauteur de 7″ ½, c'est-à-dire dépasse de 6″ le dessus du plateau; il est maintenu sur la tige par un anneau à deux pointes enfoncées dans le bois, et par trois grands clous. Les deux branches latérales vont rejoindre la face antérieure de la tige à une distance de 16″, égale à la profondeur du palier, leurs extrémités reçoivent trois clous sur une longueur de 6″.

A Fowey on a employé du fer d'angle, et les bouts des branches sont cloués sur les faces latérales.

Poignées. (*Handles.*)

Dans tous les man engines, à 4′ = 1m,22 au-dessus de chaque palier commence une poignée en fer rond de ¾″ = 0m,019, et de 2′ = 0m,61 de longueur; elle est fixée verticalement, et ses extrémités recourbées pénètrent simplement dans le bois.

Pour plus de sécurité, on a mis, à Fowey, des poignées analogues sur de petits poteaux de 3″ ½ = 0m,089 d'équarrissage, dressés sur chaque plancher de part et d'autre de la tige : l'ouvrier qui ferait un faux pas peut s'y retenir.

Guides divers.

Il y a lieu de distinguer parmi les dispositions de guidage :

1° Les glissières pour parties verticales;

2° Les poulies pour parties inclinées;

3° Les brise-angle divers, aux points de changement notable dans l'inclinaison.

Enfin on utilise, comme guides, en marche ordinaire, les pièces nommées *catches*, destinées à soutenir la tige dans les cas de rupture.

Toutes ces dispositions sont imitées de celles adoptées pour les pompes, modifiées cependant presque toutes par la nécessité de laisser libre le devant de la tige. Dans le cas seulement où, ainsi qu'à Levant, l'incli-

naison change de sens, on ne peut éviter de placer, à partir de ce point, les paliers sur la face opposée de la tige; ce qui oblige l'ouvrier à une manœuvre, du reste sans danger.

Aucun de ces man engines ne présente sur son parcours d'interruption qui force de recourir aux échelles; tandis que, d'après les descriptions des Fahrkunst, il paraîtrait qu'au Hartz on n'a pas jugé bon de s'assujettir à cette convenance.

Glissières. Les *fig.* 5 à 9 représentent les deux modes de glissières seuls usités à Fowey. L'une est formée d'une barre fixée en travers à l'arrière de la tige, et dont les extrémités voyagent dans de longs guides faisant rainure; dans l'autre, au contraire, la rainure est courte, et sur la tige sont clouées latéralement, deux longrines, qui font saillie à l'arrière, et devant elles deux planches de hêtre ou d'orme, protégeant seulement la tige contre l'usure due au frottement. Dans les deux systèmes, les rainures sont rendues stables par des bois transversaux calés dans le puits.

A Dolcoath pour les parties verticales ou peu inclinées, on a cloué un fort plateau à l'arrière de la tige; il frotte sur une poutrelle horizontale fixe, où sont plantés deux crampons en fer, qui avancent par-dessus les bords saillants du plateau.

Poulies. Les poulies (*sheaves*) sont en fonte; elles sont toujours placées derrière la tige sur des paliers avec coussinets, boulonnés à des pièces de bois fixées dans le puits. Leur diamètre ne devrait pas être inférieur à $2' = 0^m,61$; à Dolcoath, suivant l'espace dont on dispose, on leur donne de $2'6'' = 0^m,762$ à $18'' = 0^m,45$. Les rebords ont au moins $3'' = 0^m,076$; la tige est maintenue contre les vibrations qui pourraient la faire sortir de la gorge par quelques glissières à crampons et par les *catch*

pieces. Une planche de hêtre de $1'' \frac{1}{2}$ d'épaisseur, constituant ce qu'on appelle un *lining* contre le frottement, est retenue derrière la tige par des étriers (*staples*) serrés à ses extrémités.

Ces divers guides, y compris les catches, ne doivent pas laisser de l'un à l'autre un intervalle de plus de 10 toises = $18^m,29$.

Brise-angle. (*V bob.*)

Le brise-angle le plus simple est ce qu'on appelle le *V bob*; il a la figure d'un triangle isocèle, dont l'angle au sommet est le supplément de l'angle obtus, compris entre les deux inclinaisons. Les deux côtés sont en bois; ils s'ajustent dans une forte pièce en fonte munie de deux tourillons, qui sont l'axe d'oscillation et se meuvent dans un palier fixé à une poutre; celle-ci butte directement contre la roche. Les deux branches du V sont terminées par des têtes en fonte, et leur écartement maintenu par deux barres de fer parallèles formant la base du triangle. Entre ces barres il y a, à chaque sommet, place pour les tiges terminées en têtes de bielles. On conçoit que chacun de ces points décrit un arc de cercle dont le rayon est égal au côté du *V bob*; et que de la longueur de ce rayon dépend l'amplitude de la déviation. La corde de l'arc a toujours ici $12'$, avec un bob de $24'$, la déviation sera de $9'',216$.

L'établissement de ce brise-angle exige toujours qu'on entaille la roche sur une assez grande étendue et présente, en outre, pour le man engine des inconvénients particuliers. Ainsi il n'est pas ici possible, comme dans les pompes, de maintenir la tige entre deux poulies opposées, et les mouvements de déviation se traduisent en vibrations sur une assez grande longueur; en outre, excepté le cas assez peu fréquent où le changement d'inclinaison n'est qu'un simple rapprochement

de la verticale, le V bob, occupant l'angle obtus, force l'ouvrier à se déplacer sur le plancher correspondant, et à aller prendre le palier inférieur sur ce qui était auparavant l'arrière de la tige.

Chariot.

Ces divers inconvénients sont évités à Dolcoath, au moyen d'un chariot à 4 roues, dont une paire est conduite dans 4 guides verticaux, et la paire inférieure dans des guides inclinés. La distance des essieux doit être environ 18', et représente la longueur d'une droite dont les extrémités reçoivent une translation de 12' suivant les côtés de l'angle obtus. Entre les essieux, et sur l'arbre du chariot, est un palier; les deux paliers voisins sont immédiatement, l'un au-dessus, l'autre au-dessous des têtes de bielles qui terminent les deux parties de la tige.

Dans certains points du puits de Dolcoath où l'inclinaison augmente graduellement, sans angle brusque, la tige se trouvant rapprochée du toit du filon, on se contente, pour en éloigner son prolongement, de lier la partie suivante, non plus bout à bout, avec des bandes de fer plat, mais sur l'arrière, en interposant une courte pièce de bois entre les faces des deux tiges, et serrant les trois pièces dans des étriers.

Pièces de retenue. (*Catches*.)

En cas de rupture de n'importe quelle partie du mécanisme, la chute n'est jamais supérieure à l'excursion, c'est-à-dire atteint au plus 12'. A cet effet, on dispose de pièces de retenue (*catches*) de 40 en 40 toises = 73 mètres.

Le croquis (*fig.* 10) se rapporte au puits de Fowey; des traverses de 8'' = 0^{m},203 d'équarrissage sont superposées au nombre de 6, et forment un support de 4' = 1^{m},22 de hauteur; derrière elles passe une pièce de 8'' séparée de la tige par un intervalle de 11'' environ réservé par deux pièces de bois dont la supérieure

a aussi 4', et l'inférieure 2' seulement; en haut la liaison est faite par 5 étriers, en bas par 3.

Ces étriers sont en fer de $2'' = 0^m,05$, sur $1'' = 0^m,025$, recourbés suivant 3 côtés d'un rectangle; les bouts des grands côtés portent un pas de vis et sont boulonnés par-dessus un anneau allongé qui ferme le rectangle : à l'intérieur la tige et la contre-tige sont garnies de *lining*. On voit que ces catches fonctionnent très-efficacement comme guides.

A Fowey, les échelles ne vont que d'un plancher à l'autre; à Dolcoath, où on ne s'est pas soumis à cette condition, la tige porte clouées de distance en distance des barres en échelle de perroquet, et sur lesquelles, en cas d'accident, le mineur grimperait jusqu'à ce qu'il puisse regagner les échelles principales.

Balanciers contre-poids. (*Balance bobs.*)

La machine motrice, si l'on marche à vide, ne doit guère avoir à vaincre que les frottements; c'est-à-dire que le poids des tiges doit être à peu près équilibré.

Excepté à l'intérieur du puits des United-Mines, où l'on a mis à profit le mouvement inverse des deux tiges, on se sert partout des *balance bobs* ordinaires des pompes.

Voici comment ils sont espacés et chargés à Dolcoath :

		tonnes.
Surface. .	Petit balancier au delà de l'engrenage. .	5
	Grand balancier à la bouche du puits. . .	8
Niveau de	$90' = 164^m,5$, un balancier.	7
Niveau de	$120' = 229^m,4$, un balancier.	10
	Contre-poids total.	30

A Levant on a aussi 4 balanciers disposés d'une manière analogue et chargés d'environ 33 tonnes. A Fowey on en compte seulement 3, dont un au jour et deux dans le puits.

L'extrémité du balancier porte de très-forts paliers dans lesquels tournent les tourillons de la tête du tirant ; celui-ci n'a pas moins de $60' = 18^{m},29$. Grâce à cette grande longueur, on peut assez compter sur la flexion des pièces pour relier l'extrémité du tirant à la tige par une disposition entièrement conforme à celle indiquée pour la contre-tige d'un catch.

Au lieu de bois, on a employé à Fowey, pour les 3 tirants, du fer rond de $3'' = 0^{m},076$.

Ces balances bobs fonctionnent très-bien, mais sont d'un établissement dispendieux, tant par eux-mêmes que par suite de l'emplacement considérable qu'ils occupent, et qui presque toujours dépasse de beaucoup les excavations dues aux anciens travaux ; on doit, en effet, compter sur un vide d'au moins 10 mètres de profondeur, 3 mètres de largeur et $7^{m},50$ de hauteur.

A Dolcoath, au niveau de 120 toises, le filon avait été exploité sur une grande puissance, mais il était fortement incliné ; le balancier a été penché dans le plan du filon, et soutenu dans son oscillation par un galet monté à l'arrière et du côté du mur, et roulant sur un rail recourbé appliqué contre la roche. Cette solution a permis d'utiliser le vide tout en conservant le tirant dans le même plan que la tige pendant tout le mouvement.

En général, les bobs sont installés à l'arrière de la tige et dans une direction normale à la largeur des puits ; c'est ce qui à lieu à Fowey.

D'après les niveaux occupés dans le puits de Dolcoath par les contre-poids, on voit que leur accumulation à la partie inférieure est une garantie certaine que les tiges auront à travailler par extension et jamais par compression, c'est-à-dire ne seront pas exposées à fléchir.

Convenance de balanciers hydrauliques.

Dans ces conditions, les contre-poids hydrauliques, employés parfois pour les pompes, seraient ici d'un excellent usage. On sait qu'ils consistent en une colonne de tuyaux remplie jusqu'à une hauteur correspondante à la charge dont on a besoin, et en un corps de pompe et piston plongeur, toujours en communication avec la colonne liquide.

Outre que cet ensemble exige peu de place, le guidage qui résulte du mouvement du piston remplacerait avantageusement les oscillations imprimées par le bob. La seule objection serait la nécessité d'entretenir l'eau des tuyaux, dont une partie s'échappe par les joints et la boîte à étoupes; encore serait-elle levée si un autre compartiment du puits se trouvait consacré à l'épuisement.

***Balance levers* des United-Mines.**

Aux United-Mines, on a deux balances bobs ordinaires près de la bouche du puits, et dans la profondeur 3 *balance levers*, dont un au niveau de la galerie d'écoulement, le second 40 toises plus bas, et le dernier à 72 toises au-dessous du précédent.

Un croquis de ces levers est donné à la Pl. IV du *Bulletin de la Société polytechnique* pour 1845; je me bornerai ici à une description sommaire.

Une crémaillère de 14' de longueur est boulonnée sur chaque tige, à l'arrière et vers le côté extérieur; les tiges étant distantes de 24" d'axe en axe, une roue d'engrenage, d'un diamètre à peu près égal, se trouve constamment en prise avec les deux crémaillères.

Cette roue n'est pas montée sur un axe fixe, mais bien suspendue à l'extrémité d'un petit balancier contre-poids, dirigé dans le même plan qu'elle, c'est-à-dire dans un plan parallèle à celui des tiges, et à l'arrière de celles-ci. Les tringles qui supportent la roue ont environ 16' de longueur, de façon que le balancier n'est

jamais atteint par les crémaillères. L'axe du balancier est lui-même soutenu par un long étrier qui porte sur 4 pièces de bois calées au-dessus de lui ; le bras chargé a 8' de longeur, le petit bras auquel la roue est suspendue n'en a que 2 ; la boîte du balancier reçoit 1 tonne ; c'est donc un effort permanent de 4 tonnes qui agit comme contre-poids sur les tiges par l'intermédiaire des engrenages. Pandant la marche, la roue ne se déplace verticalement que de quelques pouces.

De cette disposition, très-économique sous le rapport de la construction, résulte malheureusement un frottement considérable entre le dos des longrines sur lesquelles sont montées les crémaillères et les guides qui les empêchent de s'écarter et d'échapper à la roue.

Signaux.

Le compartiment du man engine est muni d'un fil de fer aboutissant au jour à un signal, construit comme ceux des puits d'extraction.

En général, ce sont des plateaux de fer qui s'entrechoquent à chaque secousse imprimée par le fil à la queue d'un levier.

A Fowey, on emploie de petits câbles en fil de fer galvanisé (*galvanised wire rope*) de la dimension dite $1'' \frac{1}{2}$ ($= 0^m,038$ de circonférence).

L'ouvrier peut agiter le signal depuis chacun des planchers.

Prix de revient d'un man engine.

Avant de passer aux considérations économiques relatives au travail des man engines, il est nécessaire de donner une idée des dépenses exigées par leur installation.

On conçoit d'ailleurs que, même dans un district où les prix des matériaux et de la main-d'œuvre sont uniformes, les frais totaux devront beaucoup varier d'après les circonstances locales, et surtout l'état antérieur et les usages du puits où l'on veut établir le man engine.

Un devis complet serait donc sans grande utilité; aussi ayant indiqué précédemment les dimensions de toutes les pièces principales, je me bornerai à donner ici le prix des matières premières dans le Cornwall, en y joignant toutefois, d'après le rapport du capitaine J. Jennings, le tableau des dépenses faites à Tresavean.

Machines. — En 1858, la fonderie d'Hayle se chargeait de livrer aux prix suivants les machines d'extraction, avec la cage, la chaudière et tous ses accessoires :

	£	fr.
Cylindre de 20"; chaudière, 9'; force, 24ch, pour	640 =	16.000
Cylindre de 24"; chaudière, 10'; force, 34ch, pour	770 =	19.250

Une machine de rotation de 36" ne dépasserait guère 27.000 francs.

Bois. — Les pièces de Longsound prises au chantier du marchand se vendaient 35 sh. le *load* de 50' cubes. Le cubage se fait en prenant pour section le produit des longueurs comprises entre les faces principales du bois; par suite de la forme octogonale irrégulière des pièces, la réduction à faire sur le cube indiqué est 16,5 p. 100; une autre déduction usitée par les vendeurs peut être évaluée ici à 3,5 pour 100; en sorte que le mètre cube vrai coûterait environ 38f,60 pour le bois brut.

Le déchet pour amener les pièces aux équarrissages convenables est toujours important; le sciage se paye 2 sh. à 2 sh. 3 d. par 100' quarrés, soit 0f,10 à 0f,12 par mètre quarré; en sorte que le mètre cube de tige en bois de Norwége revient à un prix de 60 à 65 fr. Celui de Memel coûtait à Dolcoath 80 francs.

La densité du sapin de Norwége est 0,58; une tige de 8" = 0m,203 de côté, cube 4mc,121 par 100 mètres courants et pèse 2.390 kil.

Les bois de glissières coûtent brut 2 sh. le pied cube, soit 70f,80 le mètre.

Fer. — Le fer plat martelé pour les jonctions, coupé de longueur et percé, vaut 20 sh. le quintal, soit 49f,21 les 100 kilos.

Sur une longueur de 100 mètres, on compte 9 assemblages pesant chacun un peu plus de 300 kilos, soit un poids total de 2.700 à 3.000 kil.

Le fer en barre pour les consoles des paliers se vend 12 sh. le quintal, soit 29f,42 les 100 kilos.

Les 27 supports nécessaires sur 100 mètres pèsent environ 200 kil.; les poignées correspondantes 100 kil.

Fonte. — La fonte moulée pour poulies, etc., vaut 27 fr. à 30 fr. les 100 kilos.

Le poids d'une tige de 100 mètres avec ses accessoires principaux peut être évalué à

	kil.
Bois de la tige	2.400
Fer des jonctions	3.000
Consoles et poignées	300
Pièces diverses, guides, catches, étriers, boulons	900
Total	6.600

soit 66 kilos par mètre courant.

Si l'on y joint le chariot brise-angle, ou les V bobs, et les tirants des balance bobs, on arrive pour une profondeur de 400 mètres, comme celle de Dolcoath, au poids d'environ 30 tonnes équilibré par les balanciers.

Tableau des dépenses faites à Tresavean pour l'établissement du man engine à deux tiges sur une longueur de 530^m,3 (1).

	fr.
Machine de 36" = 0^m,914, à double effet; engrenage et mécanisme complet	32.236,25
Man engine et accessoires.	
Tiges de sapins de 0^m,19 d'équarrissage à 2^f,311 le mètre courant, 1.060 mètres	2 450,00
Bois d'appui, tirants pour balance bobs, etc.	871,25
Paliers, 290	120,00
Transport des bois, sciage des tiges, etc.	1.162,50
34.500 kil. de fer pour jonction, boulons, poignées, etc.	6.387,50
6 balances bobs à 1.250 francs	7.500,00
2 V bobs à 1.000 francs	2.000,00
Échelles (matériaux, fer, bois et sciage) pour 530 mét. à 2^f,127	1.137,00
Main-d'œuvre : Charpentiers, 300^j à 2^f,50 … 750^f,00; Forgerons… 1 333^j à 3^f,00 … 4.000^f,00; Boiseurs… 1.812^j à 3^f,00 … 5.437^f,00; Pour les installations de surface… 1.000^f,00	11.187,00
Prix de l'appareil pour les 530^m,323	32.816,25
Soit par mètre courant 61^f.864.	
Dépense totale, y compris la machine motrice	65.052,50

(1) Dans ce tableau, j'ai cru devoir indiquer, sous toutes réserves, les quantités et prix approchés, le rapport précité ne donnant que les dépenses correspondantes à chaque source.

Aux United-Mines, le prix de l'appareil était un peu inférieur à 50.000 francs; on estimait à 25.000 francs la machine déjà en service.

Quant aux man engines à une seule tige, ils offrent évidemment une réduction de moitié sur l'appareil proprement dit; ils nécessitent la construction de planchers de 2 en 2 toises, c'est-à-dire beaucoup plus rapprochés qu'il n'est utile dans l'autre type. Pour un puits vertical de 500 mètres en bon état, le man engine à une tige ne reviendrait pas, machine comprise, à moins de 60.000 francs.

§ II.— Considérations économiques.

J'examinerai successivement les questions suivantes : Conditions de marche des man engines; résultats obtenus et possibles; forces et types des machines mo-

trices; consommations et dépenses; avantages généraux des man engines; préférence à accorder à une seule tige; enfin, comparaison sommaire avec les procédés usités ailleurs que dans le Cornwall.

Périodes de marche.

La journée de 24 heures est en général divisée en 3 postes de 8, savoir.

De 6 heures du matin à 2 heures de l'après-midi;
De 2 heures après-midi à 10 heures du soir;
De 10 heures du soir à 6 heures du matin.

Les chantiers ne sont pas tous constamment occupés, et le poste de nuit fait souvent défaut. En revanche, certains travaux pénibles et pressés, principalement le fonçage des puits d'épuisement, exigent 4 postes actifs de 6 heures; les relais des *sumpmen* se font alors aux heures de 8 et de 2.

Ces diverses conditions obligeaient, à Dolcoath, à faire marcher le man engine 13 heures sur 24; en l'absence de sumpmen, on supprimait l'heure de 7 à 8 du soir :

		heures.
Périodes de marche à Dolcoath: pour un personnel de 350 à 400 ouvriers.	de 6 à 9 heures du matin. . .	3
	de 2 à 8 heures du soir. . . .	6
	de 10 à 2 heures de nuit. . . .	4
	Total.	13
Périodes de marche à Levant pour un personnel de 220 ouvriers.	de 6 à 7 heures du matin. . .	1
	de 2 à 6 heures du soir. . . .	4
	de 8 à 10 heures de nuit. . . .	2
	Total.	7

Dans le principe à Tresavean on marchait 10 heures sur 24, pour un chiffre de 490 ouvriers.

Puissance maxima des man engines.

Il résulte évidemment de ces données que les man engines sont bien loin d'être utilisés complétement; c'est-à-dire que les tiges ne sont point constamment garnies. Il est nécessaire de se placer pour un instant dans l'hypothèse d'un travail régulier, afin d'apprécier

la puissance maxima de ces appareils, et de pouvoir comparer des chiffres théoriques, il est vrai, mais possibles rigoureusement, et indépendants des convenances locales.

Occupons-nous seulement des ouvriers descendants, en nombre d'ailleurs indéterminé. Dans les deux systèmes, la montée s'effectue pendant le même laps de temps que la descente, on n'aura qu'à considérer comme double le trajet simple dont il s'agira ici.

Je rappellerai que dans le type à une tige l'ouvrier occupe successivement tous les paliers, et peut être, à chaque plancher, remplacé par un autre marchant en sens contraire; tandis que dans l'autre système, l'ouvrier ne revient à la même tige que de deux en deux paliers, laissant tous les paliers intermédiaires comme route distincte au courant opposé; enfin que partout l'espacement des paliers, c'est-à-dire la longueur de l'excursion de chaque tige, est de 2 toises $= 3^m,657$.

Désignons :

Par L la longueur du man engine en toises; $\frac{L}{2} = P$ sera le nombre des paliers sur chaque tige;

Par e le nombre d'excursions par minute faites par chaque tige dans le système à deux tiges; par e' celui d'une tige unique;

Par n le nombre d'ouvriers à descendre;

Par t et t' les temps correspondants, exprimés en minutes, pour les deux systèmes.

A Tresavean, le premier ouvrier en tête arrive au bas du puits, après avoir parcouru sur une des tiges $\frac{P}{2}$ paliers; ce qui exige un temps $\frac{\frac{1}{2}P}{e}$; à partir de ce moment chaque excursion de cette tige dépose un ouvrier,

c'est-à-dire que les *n* ouvriers sortent de l'appareil en $\frac{n}{e}$ minutes ; soit en réunissant ces deux périodes :

$$t = \frac{\frac{1}{2}P + n}{e}. \qquad (a)$$

A Dolcoath, l'ouvrier doit parcourir tous les P paliers ; on a donc :

$$t' = \frac{P + n}{e'}. \qquad (b)$$

Appliquons d'abord ces formules aux données précédentes, en supposant que le personnel soit partagé en deux postes égaux se remplaçant toutes les 12 heures.

1° *Tresavean.* — Profondeur. . . . . L = 290' P = 145
Personnel. . . . . . 490 ; poste = 245 = *n*
Trois excursions par minute. *e* = 3

$$t = \frac{72,5 + 245}{3} = 105^m 50^s.$$

2° *Dolcoath.* — Profondeur. . . . . L = 220' P = 110
Personnel. . . . . . 400 ; poste = 200 = *n*
Excursions par minute. . . . . . . 3,5 = *e'*

$$t' = \frac{110 + 200}{3,5} = 88^m 34^s.$$

En doublant ces résultats on a pour la journée de 24 heures :

Tresavean. . . .	3h 31m 40s	au lieu de 10 heures.
Dolcoath.	2 57 8	au lieu de 13 heures.

Activité comparée des deux systèmes de man engine.

Au moyen des formules (*a*) et (*b*), il est facile de comparer l'activité de deux man engines de type différent, et placés dans des conditions identiques. Indépendamment de tout calcul, on conçoit qu'en supposant $e' = 2e$, *un* ouvrier aura la même vitesse dans les deux cas, mais que s'il s'agit de descendre un poste de *n* ouvriers, l'appareil à deux tiges en *débitera e* par minute, tandis que la tige unique en débitera le double.

Cherchons combien d'excursions e' il faut donner par minute à une tige pour avoir, toutes choses égales d'ailleurs, une activité équivalente à celle de deux tiges en faisant chacune e. C'est-à-dire posons : $t = t'$

$$\frac{\frac{1}{2}P + n}{e} = \frac{P + n}{e'}, \quad \text{d'où} \quad e' = 2e\,\frac{P + n}{P + 2n}. \qquad (c)$$

De cette égalité résulte :

1° Que e' est toujours plus petit que $2e$;

2° D'autant plus pour une même profondeur que le nombre n d'ouvriers est plus grand;

3° Que pour un même nombre d'ouvriers, e' devra augmenter avec la profondeur.

Pour fixer les idées, voyons ce que devrait être e' s'il s'agissait de subtituer à Tresavean une tige fonctionnant aussi activement que les deux existantes. On a alors avec les même données hypothétiques :

$$e' = 2 \times 3\,\frac{145 + 245}{145 + 2 \times 245} = 4{,}486,$$

c'est-à-dire qu'une tige donnant 4,5 coups par minute serait plus efficace que les deux tiges qui en donnent chacune 3.

Les limites de vitesse que la pratique a indiquées pour les man engines du Cornwall sont $e = 3$ et $e' = 6$; avec ces valeurs de e et de e', la sécurité de l'ouvrier est sauvegardée.

En nous rapprochant des données réelles, admettons à Tresavean 500 ouvriers, et 3 postes par 24 heures composés, ceux de jour de 200 et le poste de nuit de 100, et cherchons les valeurs respectives de T et de T', nécessaires au service, avec l'appareil existant, et avec une tige donnant 6 coups. Il suffira de calculer t et t' pour un changement de poste de 200 ouvriers et de tripler les résultats obtenus.

J'observerai d'abord qu'on gagnera par poste $33^m\ 20^s$, car :

$$t' - t = \frac{P+n}{6} - \frac{P+2n}{6} = \frac{n}{6} = \frac{200}{6} = 33^m\ 20^s.$$

$$\text{On a} \quad \begin{Bmatrix} t = 90^m\ 50^s \\ t' = 57\ \ 30 \end{Bmatrix} \quad \text{d'où} \quad \begin{Bmatrix} T = 4^h\ 32^m\ 30^s \\ T' = 2\ \ 52\ \ 30 \end{Bmatrix}$$

Le rapport des temps $\frac{T'}{T} = 0^m,633$. C'est-à-dire qu'avec la tige unique on n'emploiera pas les $\frac{2}{3}$ du temps actuellement nécessaire.

Machines motrices. Calcul de la force correspondante au travail utile.

Les machines motrices, outre le travail utile, ont à produire un travail résistant, correspondant au léger excédant de poids des tiges, non équilibré par les balanciers, et au frottement dans les guides. Le travail résistant varie avec les circonstances locales, et notamment avec l'inclinaison du puits; aux United-Mines, on estimait, à un tiers du travail moteur la résistance due au frottement. Il est intéressent de calculer la force motrice équivalente au travail utile maximum qui pourrait incomber à la machine. Pour cela il faut supposer les tiges garnies par le courant ascendant seul.

Le poids d'un ouvrier mineur est en moyenne 150 lbs. = 68 kilos.

1° *Système à deux tiges.* — Sur l'une des tiges $\frac{P}{2}$ paliers sont occupés ; dans 1 minute, ils ont subi $2 \times e$ excursions de 12'; le travail utile par minute, exprimé en livres élevées à 1', sera donc :

$$Tu = \frac{P}{2} \times 2 \,.\, e \times 12 \times 150, \quad \text{ou} \quad Tu = P \,.\, e \,.\, 12 \,.\, 150. \quad (d)$$

2° *Tige unique.* — Les P paliers sont occupés pendant l'excursion de 12', on aura donc par minute :

$$T'u = P \,.\, e' \,.\, 12 \,.\, 150. \qquad (f)$$

Ainsi exprimées, Tu et $T'u$ ont la même forme, ce qui se conçoit, car les $\frac{P}{2}$ ouvriers des deux tiges sont constamment en mouvement, tandis que les P ouvriers de la tige unique sont la moitié du temps sur les planchers fixes.

Appliquons ces formules aux données de Tresavean et de Dolcoath, et prenons en même temps les quotients par 33.000, pour avoir la force en chevaux équivalente :

		lbs à 1' par m.	chevaux.
Tresavean. . . .	$Tu = 145 . 3 . 12 . 150 =$	783.000, d'où	23,73
Dolcoath.	$T'u = 110 . 3{,}5 . 12 . 150 =$	693.000, d'où	21,00

Si de cette hypothèse nous passons à l'extrême opposé, en admettant les deux courants contraires en marche, nous voyons que sur le man engine à deux tiges il y a équilibre permanent, le même nombre d'ouvriers occupant toujours les deux tiges, animées chacune d'une translation inverse; tandis que sur la tige unique l'équilibre est alternatif, si je puis m'exprimer ainsi : c'est-à-dire que si la machine est munie d'un volant assez considérable pour emmagasiner le travail moteur dû au poids des hommes descendants, ce travail sera rendu intégralement à la montée suivante. L'excédant du poids de l'appareil non équilibré produit le même effet; de telle sorte que dans les deux systèmes il ne reste à vaincre que les frottements.

Ces observations mettent en évidence un avantage du type à une tige; supposons le puits vertical, et $e' = 2e$; le frottement dans les glissières, surfaces parallèles à la charge, sans être indépendant de celle-ci, est loin de lui être proportionnel, car il ne résulte que des vibrations et des déplacements latéraux; la tige unique faisant, sous une charge double, un parcours équivalent à celui des deux tiges, le frottement sera très-

probablement moins que doublé, tandis que le résultat sera, pendant la marche, un débit d'ouvriers deux fois plus considérable.

Dans la pratique on se tient entre les limites que j'ai considérées ; tous les paliers ne sont pas garnis, et les courants contraires ne sont pas constamment égaux.

Quoi qu'il en soit, du moment que l'on adoptera la tige unique, on ne pourra profiter du travail moteur du poste descendant que par l'emploi d'une machine de rotation, et celle-ci devra être pourvue d'un fort volant. Sous ce rapport, la disposition de Fowey est bien plus avantageuse que celle de Levant et de Dolcoath.

Discussion sur le type des machines motrices.

Les machines d'épuisement semblent tout d'abord désignées pour produire le mouvement alternatif avec temps d'arrêt aux extrémités de l'excursion. M. Warocqué, grâce à l'ingénieuse invention de son balancier hydraulique, a pu appliquer à deux tiges la traction directe avec deux cataractes. Cependant de bonnes raisons pratiques justifient, pour les deux systèmes de man engines, la préférence accordée dans le Cornwall aux machines de rotation.

Sécurité.

L'objection que l'on pourrait faire *à priori* au mouvement circulaire est qu'à l'extrémité de l'excursion correspondant au point mort, il n'y a, à proprement parler, qu'un ralentissement sans arrêt.

Deux faits y répondent : 1° la très-grande lenteur du mouvement au voisinage du point mort ; 2° le jeu des pièces, douées d'une certaine élasticité, accru ici par la masse considérable des tiges et des balanciers.

Ainsi qu'il a été dit plus haut, l'expérience a montré qu'avec une translation de 2 toises, on devrait se contenter d'atteindre par minute 3 excursions pour cha-

cune des deux tiges (1), ou 6 pour une tige unique. Ces nombres sont évidemment équivalents quant au temps laissé à l'ouvrier, si l'on a égard au mouvement relatif des points d'appui; savoir les paliers des deux tiges d'une part, et de l'autre un palier mobile et un plancher fixe.

Considérons le man engine de Fowey donnant 6 coups par minute; supposons, le parallélisme de la bielle, les tiges rigides et inextensibles et le mouvement circulaire uniforme.

6 tours par minute correspondent à 1 tour en 10 secondes; le bouton de la manivelle décrit un cercle de $6' = 72''$; prenons des arcs de cercle, fractions simples de la circonférence et divisés en deux parties égales par un point mort, et calculons les cosinus verse des demi-arcs, on aura :

$\frac{360°}{5} = 72°$ décrits en 2 secondes; cosinus verse $36° = 13'',75$

$\frac{360°}{6} = 60°$ décrits en $1\frac{2}{3}$ seconde; cosinus verse $30° = 9'',71$

$\frac{360°}{10} = 36°$ décrits en 1 seconde; cosinus verse $18° = 3'',52$

En s'arrêtant à ce dernier intervalle, on voit que, même géométriquement, l'ouvrier a 1 seconde à lui, pendant laquelle le palier n'est pas à plus de $3''\frac{1}{2}$ du plancher.

J'ai montré précédemment qu'un man engine fonctionnant dans de semblables conditions était bien suffisant pour répondre aux besoins d'une mine considérable; une disposition assez simple permettrait je crois,

(1) Sur des Fahrkunst du Hartz, à deux lignes et conduites aussi par rotation, on donne jusqu'à 6 et 8 excursions à chaque tige par minute; mais la longueur de l'excursion n'est que $1^m,15$ contre $3^m,657$ dans le Cornwall.

d'atteindre facilement 8 excursions d'une tige par minute, ce qui dépasserait comme activité toutes les machines construites jusqu'à ce jour (1).

Afin d'épuiser ce qui est relatif à la sécurité, j'observerai que l'emploi de machines à cataractes, au moyen desquelles on laissera un arrêt complet de 2 secondes, offre plus de danger que le mouvement très-lent

---

(1) J'ai représenté (*fig.* 11) le tracé de cette disposition. J'avoue que sa nécessité ne se fait nullement sentir, mais il m'a semblé intéressant de l'indiquer, dans le cas où on ferait aux man engines le reproche immérité d'impuissance.

La tête de bielle T des longrines n'est plus reliée directement au bouton B de la roue d'engrenage conduite; entre eux se trouve une fausse bielle M de 4′ de longueur à l'extrémité de laquelle est un petit arbre qui traverse la tête de bielle et sert d'axe de rotation à un galet; celui-ci parcourt une trajectoire située dans un plan parallèle à celle de B, mais dont la projection en diffère vers les deux points morts seulement. Cette trajectoire pourrait être une courbe quelconque aplatie vers ces points et se raccordant au cercle de B; je crois qu'on la composerait avantageusement de deux droites raccordées à chaque extrémité par des arcs de cercles.

Le croquis correspond aux dimensions suivantes :

Cercle *bbb*... décrit par B; de rayon = 7′ 10″.
Trajectoire *bcd*... décrite par T; OT = 6′.
Angle $\alpha O \alpha' = 60°$.

La droite $\alpha\alpha'$ est parcourue par T, tandis que B décrit un arc d'environ 58°, soit à peu près $\frac{1}{6}$ de la circonférence; celle-ci, pour 8 tours par minute, exige $7^s \frac{1}{2}$; $\alpha\alpha'$ sera parcouru en $\frac{1}{6} \times 7{,}5 = 1^s \frac{1}{4}$.

De cette disposition résulterait aux changements de sens une fatigue moindre des diverses pièces et assemblages; le frottement du galet sur ses guides sera insignifiant, si on a soin d'imprimer la rotation dans un sens convenable, auquel cas la poussée de M et la traction de T donnent une résultante qui s'écarte peu de la trajectoire.

Quant à la sécurité, elle est garantie par les courbes du raccord qui préviennent un départ brusque; enfin un très-fort volant serait ici nécessaire pour assurer l'uniformité de la rotation.

vers le point mort. En effet, la tige, comme celle des pompes, part toujours assez rapidement au moment de l'admission de la vapeur dans le cylindre; l'ouvrier qui sait avoir du temps devant lui a pu ne pas se presser, et se présenter devant le plateau à l'instant de ce brusque départ, tandis que sur le man engine il a à se préoccuper de saisir la période favorable, et s'il est un peu en retard, il peut encore atteindre le palier sans craindre aucun choc.

Avantage économique des machines rotatives.

Le caractère essentiel du man engine, est de fonctionner par intervalle aux heures de changements de postes; rien n'est donc plus naturel que de chercher à la machine motrice un emploi en dehors du temps où il l'occupe. On évite ainsi d'avoir à entretenir la chaudière en feu, et les mêmes mécaniciens font leur journée régulièrement. Or la force dont il convient de disposer est de 35 chevaux effectifs, et c'est précisément celle qu'exigent les machines d'extraction dans les mines métalliques *profondes*. Même en admettant qu'on pût, dans les intervalles d'inaction, adapter facilement la machine, supposée non rotative, à une ligne de pompes, une force de 35 chevaux à la profondeur, qui rend rationnelle l'existence d'un man engine, donnerait un résultat insignifiant.

Machines en service.

Dans le Cornwall, les machines de rotation à double effet sont construites pour une vitesse du piston de 250' par minute $= 1^m,1033$ par seconde; la pression moyenne de la vapeur est estimée à 10 lbs. par pouce quarré $= 0^k,702774$ par centimètre quarré.

Le tableau suivant présente la force en chevaux des quatre machines, telle que le constructeur l'évalue, et telle qu'elle ressortirait de la vitesse réelle, en admettant que l'on conservât la même pression moyenne.

DÉSIGNATIONS.	DIMENSIONS.		FORCE calculée pour 250' par min.	FORCE déve-loppée. } et {	VITESSE corres-pondante.
	Diamètre.	Course.			
			chevaux.	chevaux.	
Tresaveau.	36''	6'	77	55,5	180'
United-Mines	22''	6'	61	52,6	216'
Levant	20''	3'8''	24	28,2	293'
Dolcoath	20''1/4	5'	24,4	41,0	420'

Sans attacher à ces chiffres plus d'importance qu'ils n'en méritent, il en ressort cependant que les deux premières machines sont trop fortes, et les deux dernières trop faibles pour le service qui leur est demandé; par suite que la consommation de combustible n'est nulle part réduite à un minimum, mais est surtout exagérée à Levant et à Dolcoath.

Dépenses par mois.

Les dépenses faites par mois pour le moteur, l'entretien et le graissage de l'appareil étaient évaluées dans les rapports des captains à :

25 liv. = 625 fr. à Tresavean, et à 30 liv. = 750 fr., au plus, aux United-Mines. Voici comment je crois pouvoir les établir pour les mines de Levant et de Dolcoath.

Levant. — On extrait deux à trois jours par semaine d'une profondeur de 79 toises. On a consommé en juillet 1858 :

	fr.
Houille, 20^t 800^k à 21 fr. la tonne.	436,80
Huile, suif, étoupes (graissage du mécanisme extérieur).	56,00
2 mécaniciens à 68^f,75.	137,50
Total à la machine.	630,30

	fr.
Attribuant au man engine les $\frac{3}{5}$ de la dépense, on a pour la force motrice environ.	379,00
Graissage souterrain. . . { Graisse, 20^k à 15^f,00 les 100^k, 3^f ; Suif. . . 12^k à 1^f,50 le kil., 18^f }	21,00
Total pour le man engine. .	400,00 = 16 £

Dolcoath. — On marche ordinairement 12 heures

pour le man engine, et le reste de la journée pour l'extraction.

	fr.	
Houille, 28^t 350^k à 19^f,40.	550,00	
Graissage, etc.	50,00	
2 mécaniciens à 75 fr.	150,00	
Total à la machine.	750,00	
	fr.	
Attribuant au man engine ½ de la dépense. . .	375,00	
Graissage de tout l'appareil.	35,00	£ sh.
Total pour le man engine. .	410,00	= 16 8

Ces deux appareils de construction récente n'exigent encore qu'un très-faible entretien.

Si l'on compte l'intérêt et l'amortissement pour les dépenses d'établissement du man engine, et pour la moitié du prix de la machine, au taux de 10 p. 100 par an, on aura, sur une somme d'environ 50.000 francs; 5.000 francs par année, soit par mois 416 francs. Dans le tableau suivant, j'ai réuni cet élément aux dépenses courantes, et j'en ai déduit les frais approximatifs à attribuer à un mineur par mois et par voyage complet, descente et montée.

MINES.	Personnel.	Nombre de voyages complets par mois de 26 jours.	Profondeur moyenne.	Dépense totale par mois.	Dépense par homme et par mois.	Prix du voyage complet.
			mèt.	fr.	fr.	fr.
Tresavean.	490	12.740	450	1.150	2,347	0,0903
Levant.	220	5.720	300	816	3,709	0,1426
Dolcoath.	375	9.750	400	826	2,202	0,0845

Quoique les chiffres de la dernière colonne soient très-peu élevés, il est bon de se souvenir des conditions défavorables dans lesquelles on y arrive : le combustible est à 20 fr. la tonne; les périodes de marche, au nombre de trois, sont prolongées bien au delà du temps nécessaire; enfin à Dolcoath la machine est trop faible,

et cependant le transport d'un mineur n'atteint pas $8\frac{1}{2}$ centimes. Ce chiffre rapproché du gain moyen d'environ 3 fr., admissible pour le Cornwall, est inférieur à 3 p. 100 de la valeur de la journée de travail.

Avantages généraux des man engines dans le Cornwall.

Parmi les avantages qui résultent de la substitution des man engines aux échelles, un certain nombre sont d'une appréciation en quelque sorte purement abstraite, tandis que d'autres peuvent être représentés par des chiffres.

Estimons d'abord simplement l'économie de temps sur le parcours.

Pour remonter des échelles de 460 à 500 mètres, un ouvrier met environ 1 heure; la descente se fait en 35 à 40 minutes; les vitesses d'ascension et de descente sont donc respectivement 8 mètres et 13 mètres environ; et la vitesse moyenne 10 à 11 mètres par minute.

Le tableau (page 6) indique pour Tresavean 22^m,10, et pour Fowey 20^m,48; dans ces conditions le man engine fait gagner moitié sur le voyage complet, soit environ 50 minutes par journée d'ouvrier.

Le calcul suivant du captain W. Francis se rapporte aux United-Mines.

Profondeur 384 mètres. Voyage par échelles : 65 minutes; par le man engine 34 minutes; gain de $\frac{1}{2}$ heure par journée; soit 150 heures par an :

	£	sh.
450 hommes à 4 d. = 0^f,40 l'heure. . .	1.125	»
30 gamins à 2 d. = 0^f,20 l'heure. . .	62	10
Total.	1.187	10
Dépense annuelle au man engine. . . .	360	»
Bénéfice annuel sur le temps.	827	10 = 20.687^f.50

La force que l'ouvrier dépense sur les échelles est bien supérieure à l'effort moyen développé au chantier

dans un temps égal ; aussi le travail total, dont il est capable pendant une journée est réduit plus que proportionnellement au temps absorbé à les parcourir.

La seule manière d'aprécier l'influence du man engine sur le travail du mineur, est de se rendre compte des modifications subies par les prix immédiatement après son introduction.

D'après le rapport de M. J. Richard sur Tresavean, tous les marchés passés avec les Tutworkmen et les Tributors offraient une réduction de $\frac{1}{5}$ à $\frac{1}{6}$ (1).

Or une diminution de $\frac{1}{6}$ dans les frais de percement et d'abatage correspond, pour des conditions égales, à un accroissement de $\frac{1}{6}$ dans la production. La part des frais généraux et de l'épuisement dans le prix de revient du minerai marchand se trouve donc abaissée dans la même proportion. Théoriquement la même production se soutiendrait en réduisant le personnel souterrain de $\frac{1}{7}$. Soit alors 450 ouvriers à 3 liv. par mois ou 36 liv. par an : $\frac{1}{7} \times 16.200$ liv. $= 2.314$ liv. $= 57.850$ francs d'économie annuelle sur les travaux intérieurs. Ce chiffre, quoique résultant d'une simple hypothèse, est inférieur aux économies réelles faites sur la production accrue, mais suffit pour montrer en combien peu de temps les frais d'établissement d'un man engine peuvent être couverts.

A un point de vue moins précis, mais non moins important, le man engine offre au mineur, après une laborieuse journée, un soulagement dont seul il peut être le juge, et une sécurité au moins égale, si ce n'est supérieure, à celle des échelles ; il permet d'employer au

---

(1) Aussi conseille-t-il aux mines métalliques profondes, qui ont devant elles un avenir probable de dix ans, à établir sans hésitation un man engine.

fond de la mine, c'est-à-dire dans les parties des filons à reconnaître, les mineurs expérimentés; tandis qu'à son défaut, les ouvriers âgés de 20 ans y sont seuls occupés; la marche par période maintient les postes pendant la durée réglementaire; enfin la surveillance et les visites des ingénieurs sont rendues beaucoup plus faciles là où, en raison même des difficultés de toute nature, qui augmentent souvent en profondeur, elles deviennent plus que jamais nécessaires au succès de l'entreprise.

De toutes les considérations précédentes, on a pu reconnaître, comme je l'affirmais au commencement de ce travail, que les man engines du Cornwall joignent à une puissance satisfaisante un caractère de grande simplicité et de solidité dans leur construction; la supériorité du nouveau système à une tige sur l'ancien y est, je pense, clairement démontrée; et j'aurai atteint mon but principal, si je fais voir maintenant qu'une tige unique, établie dans les conditions de celles du Cornwall, présente de nombreux avantages sur tous les autres procédés usités jusqu'ici.

Supériorité d'une tige unique.

Les points de comparaison examinés séparément ci-dessus, peuvent se résumer ainsi, en prenant le cas de $e' = 2e$.

Pour une tige unique : l'installation est moins dispendieuse; la vitesse de translation est la même; le courant une fois établi, le débit des ouvriers par minute est doublé; le travail utile de la machine est accru; la durée de marche nécessaire à un changement de poste est diminuée de $\frac{n}{2e}$ minutes.

Comparaison des diverses machines à ouvriers.

Si dans l'appareil de Tresavean on fait abstraction des paliers intermédiaires, on retombe sur le principe des Fahrkunst et des machines Warocqué; alors en

désignant par d pour tous les systèmes la distance de deux paliers successivement occupés par le même ouvrier, on peut représenter leur marche par la formule générale suivante :

$$t = \frac{L}{d \cdot e} + \frac{n}{e},$$

ou en posant $d \cdot e = V$ vitesse de translation

$$t = \frac{L}{V} + \frac{n}{e},$$

expression du temps nécessaire pour descendre n ouvriers à la profondeur de L mètres, en faisant par minute e excursions de d mètres chacune.

L'appareil le plus actif sera celui où les valeurs de d et de e rendront t minimum.

Avec les machines à cataractes on peut accroître à la fois d et e dans de très-grandes limites, tandis qu'avec le moteur rotatif, la sécurité ne permet pas de dépasser une certaine valeur de $d \times e = V$, car on doit conserver aux points morts un ralentissement suffisant.

Le produit $d \cdot e$ étant donné, la question de minimum est résolue ; il n'y a qu'à rapprocher les paliers le plus possible et à faire croître e en conséquence. C'est ce que les Allemands avaient observé dans les fabrkunst, et ce dont on s'est écarté à Tresavean.

Voici, du reste, les diverses valeurs de d et e pour les appareils décrits jusqu'ici :

DÉTAIL DES MACHINES.	d	e	$d \times e = V$
	mèt.		mèt.
Fahrkunst. . . . { premiers construits.	2,30	8	18,40
Fahrkunst. . . . { plus récents.	3,20	8	25,60
Machine Warocqué.	6,00	6	36,00
		7	42,00
Échelles mobiles de Seraing.	8,00	4	32,00
Tresavean.	7,315	3	22,00
Fowey Consols.	3,657	6	22,00
Disposition proposée.	3,657	8	30,00

Avec les machines de rotation, la limite de V est de 25^{m},60; les man engines ne dépassent pas 22 mètres; et si on se reporte au tableau (page 6), on voit qu'à Dolcoath on se contente de 13 mètres; la modification que j'ai proposée permettrait, tout en conservant l'écart des paliers, de porter à 30 mètres environ la vitesse de translation; on aurait aussi le débit maximum de 8 ouvriers par minute.

Dans les conditions où les machines à ouvriers ont été établies jusqu'à présent, il semble puérile d'insister sur l'activité la plus grande que l'on puisse en attendre; on comprendra plus loin les raisons qui m'ont décidé à le faire. En restant au même point de vue, j'ai cru devoir calculer les temps minimas en minutes nécessaires pour changer à une profondeur L, des postes de *n* ouvriers, et selon qu'on emploierait la machine Warocqué, le man engine de Fowey à 6 coups, ou la disposition proposée à 8 coups.

Table à double entrée donnant en minutes les durées minimas de changement de poste.

Profondeur.	OUVRIERS n = 200				OUVRIERS n = 300				OUVRIERS n = 400			
	Warocqué.		Fowey.	Disposi proposé	Warocqué.		Fowey.	Disposi. proposé.	Warocqué.		Fowey.	Disposi. proposé.
L =	6	7	6	8	6	7	6	8	6	7	6	8
mèt.	min.	min.	min	min.	min.	min.	min.	min.	min.	min.	min.	min.
300	41,66	35,14	46,96	35,00	58,33	49,49	63,63	47.50	75,00	63,78	80,29	60,00
400	44,44	38,00	51,51	38.33	61,11	52,35	68,18	51,83	77,77	66,64	84,84	63,33
500	47,22	40,40	56,02	41,66	63,88	54,75	72,72	54,16	80,55	69,04	89,38	66,66

Cette table montre que le man engine de Fowey n'a pas une infériorité bien notable, et que la modification que je propose est plus rapide, sauf le cas d'une grande profondeur et d'un poste peu nombreux.

Les services rendus par les machines à ouvriers aux mines métalliques profondes de l'Allemagne et du Corn-

wall sont depuis longtemps reconnus incontestables. N'est-il pas étonnant, au premier abord, que les exploitants des houillères, si ingénieux à perfectionner les méthodes d'extraction, ne se soient pas empressés d'adopter le principe d'appareils vérifiés utiles par une expérience déjà prolongée? Bien des convenances, cependant, les y sollicitaient particulièrement; l'avenir d'un champ d'exploitation assuré, opposé à l'incertitude des filons; le petit nombre des puits, obligeant toujours les mineurs à un parcours souterrain du puits à la taille, quelque soit le mode de descente; en regard des descenderies toujours nombreuses dans les mines métalliques.

La raison de ces délais me paraît se trouver tout entière dans l'histoire du procédé. Les fahrkunst étaient complétement insuffisantes à l'activité des houillères; interrompues à chaque instant par des relais d'échelles; ne se prêtant pas aux courants contraires et simultanés; ne pouvant être chargées que d'un petit nombre de mineurs à la fois, elles ne devaient être qu'imitées, mais non copiées.

M. Warocqué l'a si bien compris, qu'il est allé jusqu'à mettre en quelque sorte le luxe à la place des imperfections. Malheureusement son appareil a exigé un puits spécial, une machine motrice spéciale encombrant la bouche du puits, et le tout est revenu à un prix d'autant plus élevé que les dispositions en sont plus ingénieuses.

Placée entre deux types extrêmes, on comprend que la majorité des houillères ait conservé ses anciens procédés; mais je crois que le man engine à une tige, mû par la machine d'extraction, est appelé à s'y substituer et à devenir le complément naturel d'une bonne installation des puits de grand diamètre.

Les deux exemples suivant donneront une idée des conditions de transport des ouvriers par cuffats et par cages guidées, dans les houillères où les échelles ne sont pas obligatoires.

1° *Cuffat.* (Ponson, t. III, p. 297.)

Puits de 300 mètres; poste de jour, 148 ouvriers, dont 48 traîneurs de douze à quinze ans; poste de nuit, 75 personnes. Cuffat contenant 10 ouvriers. — Un changement de poste exige 15 voyages complets, soit 30 traits; et comme la machine doit être ralentie, il faut compter sur une durée de 6 heures au moins.

Le man engine de Fowey n'exigerait que 38^{m} 20^{s}, soit moins de 3/4 d'heure.

2° *Cages guidées.* (Glépin, *Annales des mines*, 5e série, tome X.)

Puits n° 8 du grand Hornu, 355 mètres : 380 à 400 ouvriers à remonter journellement, la descente se faisant sans arrêter l'extraction de la houille. Cages à 4 chariots, tenant 8 ouvriers, soit 50 traits; la durée du parcours, de l'entrée et de la sortie des hommes est au moins de 4 minutes; soit, par jour, $50 \times 4^{m} = 200^{m} = 3^{h} 20^{m}$.

Sur une extraction totale, pour l'année 1853, de 75 064 1/2 cages, il y en eu 10360 pour ouvriers seulement.

Le man engine, en supposant un poste de jour de 250 hommes, exigerait à chaque changement 58 minutes, soit moins de 2 heures par journée.

La France ne possède jusqu'à ce jour que bien peu de mines métalliques assez profondes pour nécessiter l'emploi de machines à ouvriers; en revanche un grand nombre de nos bassins houillers sont formés ou recouverts de puissantes assises stériles, sous lesquelles on va rechercher les couches de combustibles à de grandes

profondeurs. J'espère que l'on trouvera dans ce travail les éléments principaux propres à fixer les conditions les plus favorables d'établissement et de marche de ces machines. Aussi, tout en m'en rapportant pleinement aux *lumières* et à la pratique des exploitants de houille, je crois devoir résumer en terminant les circonstances dans lesquelles il conviendrait, selon moi, de se placer; savoir :

Man engine à une tige, mû par la machine d'extraction; embrayage permettant d'appliquer la force motrice alternativement aux bobines et à la tige; très-fort volant spécial au mécanisme du man engine; espacement des paliers de 3^{m}.65; au besoin, balanciers hydrauliques.

Dans un puits de 4 mètres de diamètre, un segment de 1^{m}.10 à 1^{m}.20 de hauteur sera suffisant pour l'appareil et une ligne d'échelles.

NOTE

SUR LES GÎTES MÉTALLIFÈRES DE PALLIÈRES

(*Arrondissement d'Alais, département du Gard*).

Par M. PARRAN, ingénieur des mines.

L'exploitation des gîtes métallifères de Pallières et de Durfort, entre Anduze et Durfort, dans le département du Gard, a révélé quelques circonstances géologiques intéressantes au point de vue de la composition minéralogique de ces gîtes et des altérations qu'ont subies les substances métalliques dans le voisinage des affleurements, notamment la sulfatisation en grand de la galène, fait très-rarement observé jusqu'ici par les géologues, ainsi qu'un nouvel état de sulfatisation du peroxyde de fer (Pl. II, *fig.* 1 à 4).

La chaîne de Pallières est formée par du granite porphyroïde à grands cristaux de feldspath. Sur la lisière de la chaîne règne une bande triasique d'assez faible largeur, surtout à l'ouest. La direction de la chaîne de Pallières est de N.-N.-E. à S.-S.-O. vrai. L'examen géologique des Cévennes montre que ce granite est fort ancien et antérieur à toutes les roches sédimentaires de la contrée, sauf peut-être une partie des schistes micacés ou talqueux. Le soulèvement dont il s'agit n'a fait que mettre à découvert le granite formé et consolidé depuis longtemps sous les couches secondaires.

Une crête quartzeuse parallèle à l'axe de soulèvement fait saillie au milieu du terrain granitique et du trias sur le versant ouest de la chaîne ; elle est visible sur

plus d'un kilomètre et se dresse comme un vieux pan de mur. Sa direction est N. 25° E. à S. 25° O.; elle est presque verticale; son pendage est vers le N. 65° O. Il y a plus loin, vers le nord, une inflexion, car à la mine même la direction est N. 10° E. à S. 10° O. On peut douter d'abord si cette crête est due à une éruption siliceuse proprement dite, ou si elle provient simplement de la cassure, du relèvement et de la silicification du banc de grès inférieur du trias. Cette dernière opinion paraît de beaucoup la plus probable. La structure de la roche en certains points est tout à fait celle des poudingues inférieurs du trias qui sont séparés de la crête par le soulèvement granitique, c'est-à-dire par 100 mètres au plus de distance.

Le trias est représenté : 1° par ledit banc de poudingues de 8 à 10 mètres d'épaisseur, qui, comme dans le Gard et dans l'Ardèche, forme ici la limite inférieure de ce terrain, et qui passe parfois à l'arkose plombifère et cuprière, comme cela arrive à Carnoulès, à 4 kilomètres de Pallières, et à Laval, près de la Grand'Combe; 2° par les marnes gypsifères bariolées, ayant environ 50 à 60 mètres de puissance, et souvent méconnaissables par suite des altérations que la présence des pyrites leur a fait subir.

Les calcaires du lias ne présentent à Pallières rien de particulier, si ce n'est les substances métalliques dont nous allons parler et les bancs de dolomie qui les renferment : ces dolomies constituent à la base du lias un étage distinct.

Tout le long du soulèvement granitique et des deux côtés règnent des gîtes métallifères dont les éléments sont : la blende, la galène et le pyrite de fer.

Ces gîtes sont remarquables par un chapeau de fer très-épais enclavé le plus souvent dans les marnes du

trias et qui provient de la décomposition des pyrites. On en tire d'assez bons minerais à rails pour l'usine d'Alais; mais à quelques mètres de profondeur, se découvre la pyrite à laquelle se mêlent bientôt ses congénères, la blende et la galène. Les gîtes présentent l'allure d'amas plus ou moins étendus, tant qu'ils sont encaissés dans les calcaires du lias ou dans les trias; ainsi l'ancienne mine de Saint-Félix de Pallières, dont l'exploitation remonte aux Romains, se compose d'une série de poches remplies de calamine et de galène disséminées dans les dolomies infraliasiques; aux mines Joseph et Curnier, où la galène est l'élément dominant, elle se trouve en amas transversaux coupant les calcaires dolomitiques du lias. Les travaux n'ont nulle part assez de profondeur pour qu'on puisse dès à présent déterminer comment se fera le passage des amas aux filons générateurs, et comment les filons se comporteront au-dessous du trias, soit dans le granite sous-jacent, soit même dans l'arkose ou les poudingues inférieurs du trias.

En quelques points, on voit des veines métalliques croisant la crête quartzeuse et l'enrichissant de manière à donner naissance à une arkose plombo-pyriteuse, rappelant celle de Carnoulès; ces veines sont accompagnées de rognons barytiques dont la substance ne se trouve pas ordinairement dans les amas plombifères et zincifères de la localité. Leur direction est O. 20° N. à E. 20° S.

Après avoir atteint et suivi pendant quelque temps la galène à la mine Saint-Joseph, on a percé, en continuant vers le toit, dans des terres d'un gris jaunâtre, très-denses, qui sont principalement formées de sulfate de plomb. Leur puissance est variable et atteint jusqu'à 5 mètres et plus. Elles sont recouvertes par des terres

ocreuses et pourries, quelquefois noirâtres et pulvérulentes, et aussi par un agglomérat caillouteux, sans ciment, formé de fragments concassés des calcaires du lias.

Les sulfates sont mélangés avec du quartz hyalin en fragments microscopiques, avec des détritus marneux du trias, un peu de sulfate de chaux, de magnésie et d'oxyde de fer; ils sont associés aussi à des terres jaunes, farineuses, qui sont des sulfates de peroxyde de fer, et qui se trouvent en assez grande quantité. Elles forment la salbande au mur des sulfates de plomb. On doit attribuer leur présence à la décomposition des pyrites en persulfate FS^2, qui, par une digestion dans l'eau, s'est transformé en FS^3 soluble et FS insoluble, jaune et pulvérulent (1). Plusieurs analyses nous ont conduit à assigner aux terres jaunes la formule FS. Elles contiennent un peu d'argile et 12 à 13 p. 100 d'eau. Je pense que ce sous-sulfate de peroxyde de fer est rare à l'état naturel; je le crois même nouveau dans nos pays.

La pyrite occupe la partie supérieure du gîte; au-dessous, apparaît la galène massive, sans gangue, à grains très-fins et très-serrés, associée avec un peu de pyrite et un peu de blende; on y trouve aussi de la dolomie ferrifère. L'épaisseur de cette galène est très-variable; on connaît des renflements de plus de 3 mètres; parfois elle se réduit à quelques centimètres; elle est argentifère (environ 130 grammes d'argent aux 100 kil. de plomb d'œuvre); mais ce qu'il y a de particulier à Pallières, c'est que vers la partie supérieure du gîte, au-dessous de la pyrite, la galène a été décomposée et transformée en sulfate, comme le prouvent les rognons de galène encore intacte conservée au milieu des sulfates. Cette décomposition s'est faite sur une grande

(1) Berthier, *Traité des essais*, art. Fer.

échelle, car on a suivi les terres plombeuses sur plus de 40 mètres en direction, et sur une vingtaine suivant l'inclinaison, sans avoir encore délimité complètement la partie sulfatisée en direction et en profondeur.

Les terres ont pour toit les roches pulvérulentes dont j'ai parlé plus haut, et pour mur soit la galène dont l'épaisseur varie généralement en raison inverse des sulfates, soit le rocher lui-même; elles se taillent et se soutiennent facilement; on peut les abattre à la pioche et à la pelle, c'est-à-dire à très peu de frais. Le sulfate de Pallières est argentifère, sans qu'ils soit facile de préciser à quel état l'argent s'y trouve associé. La galène crue de Pallières donne 120 grammes d'argent aux 100 kil. de minerai. La teneur des sulfates en argent rapportée aux 100 kil. de plomb paraît augmenter à mesure que la teneur des sulfates du plomb diminue. Plusieurs essais nous ont donné 180 grammes aux 100 kil. de plomb en moyenne (1).

Le gîte est en partie dans les calcaires magnésiens du lias (mine Curnier), et en partie dans les marnes du trias (mine Joseph). Il paraît résulter de l'épanchement des matières qui ont surgi à travers une série de fentes ou crevasses parallèles au soulèvement granitique de Pallières, dont la direction est sensiblement celle des montagnes jurassiques entre Anduze et Saint-Ambroise. C'est à la suite de ce soulèvement que se sont formés, à notre avis, les gîtes pyriteux, blendeux et plombeux qui traversent les assises jurassiques jusqu'aux calcaires oxfordiens exclusivement. Il est à remarquer aussi que c'est presque uniquement dans les étages dolomitiques du trias et du terrain jurassique que les

---

(1) L'argent doit se trouver à l'état de sous-sulfate réparti dans les terres.

substances métalliques se sont concentrées. La dolomie est la roche métallifère de la contrée dans le trias, le lias et l'oolithe inférieure, à Pallières, à Cendras, à Saint-Julien, etc.

Les travaux de Pallières ne sont pas assez développés pour permettre de voir si les veines pyriteuses ont la même direction que celles de galène ou si elles présentent une direction différente.

Les gîtes de Pallières forment un contraste frappant avec ceux de Durfort, exploités par la même compagnie à 6 kilomètres environ au sud-ouest des premiers. Ce contraste se manifeste au premier coup d'œil jeté sur les échantillons provenant des deux localités. A Pallières, nous avons recueilli, entre la blende et la calamine, une galène fine, grenue, avec des cristaux de sulfate et de carbonate de plomb, des sulfates terreux de plomb, des terres jaunes ou sulfates de peroxyde de fer, de la pyrite, du sulfate de chaux, du carbonate de chaux hyalin, avec le pointement obtus du rhomboèdre. A Durfort, nous trouvons la chaux fluatée cubique, blanche, violette, verte; la dolomie très-abondante; le carbonate de chaux spathique blanc, opaque; les cristaux métastatiques de la même substance, l'arragonite, la calamine, la blende et l'alquifoux à grandes facettes, beaucoup plus pauvre en argent que celui de Pallières. L'absence de la pyrite à Durfort doit être signalée. La roche encaissante est, comme à Pallières, la dolomie infraliasique, mais le trias n'affleure pas, et il n'y a pas de soulèvement violent; les assises du lias sont régulières. A Durfort, la direction générale du gîte est N.-O. S.-E., parallèle au ruisseau qui est au fond de la vallée. La chaux fluatée et la calamine avec la blende au toit du gîte, tandis que l'alquifoux est plus généralement au mur. La calamine de Durfort provient, comme

ailleurs du reste, d'une oxydation de la blende ; le passage d'une substance à l'autre peut s'observer parfaitement sur certains échantillons. Ce fait est connu, mais il est intéressant de le constater directement. L'alquifoux se trouve en noyaux empâtés dans la dolomie ou dans la chaux fluatée.

Ces deux gîtes, essentiellement différents par leurs directions et leur composition minéralogique, correspondent sans doute à des causes géologiques distinctes par leur nature et par leurs dates. Je pense que le gîte de Pallières est de formation plus récente, au moins pour ce qui concerne la galène grenue et la pyrite de fer. L'apparition de l'alquifoux avec spathfluor paraît contemporaine de la période liasique.

Le gîte de Pallières présente, dans son ensemble, la direction de l'axe granitique (N. 25° E.). Il paraît aujourd'hui démontré que les affleurements pyriteux sont toujours en rapport, dans cette localité, avec les sulfures de plomb et de zinc ; j'ai même observé que le sulfure de plomb paraît se trouver de préférence à l'est du soulèvement granitique, et le sulfure de zinc à l'ouest, sans cependant s'exclure d'une manière absolue. La mine Félix, qui est une mine de calamine, renferme des noyaux de galène à grains très-fins, dans laquelle se trouvent de curieuses géodes tapissées de beaux cristaux de sulfate de plomb en octaèdres allongés, et des cristaux maclés de carbonate de plomb. Les diverses substances métalliques des gîtes ont subi une oxydation vers les affleurements et ont été transformés : la pyrite, en hydroxyde de fer ; la blende, en calamine ; la galène, en sulfate de plomb. Cette dernière transformation est remarquable par sa singularité, car le plus ordinairement la galène se transforme en carbonate ou en phosphate.

Il serait prématuré de donner dès à présent la raison de cette transformation en sulfate, car pour un cas isolé plusieurs formules chimiques pourraient être invoquées avec une égale raison. Je dois seulement rappeler qu'elle s'est opérée en présence des pyrites, des marnes gypseuses du trias et des dolomies du lias au voisinage immédiat des affleurements. Tout porte à croire que la nature des roches encaissantes et l'association minéralogique ont exercé une grande influence sur la sulfatisation de la galène. L'absence des calcaires purs remplacés par des dolomies doit être signalée. L'acide carbonique n'a pu se former facilement; ce qui fait comprendre, jusqu'à un certain point, comment la carbonisation de la galène a pu être remplacée par la sulfatisation.

Il serait bon d'indiquer toujours dans les descriptions des gîtes métallifères, l'association des espèces, ainsi que la nature de la roche encaissante au voisinage des affleurements, et d'ajouter, en outre, tous les détails d'observations qu'on a pu faire à cet égard, afin d'arriver à quelques idées précises sur la manière dont s'opèrent ces altérations intéressantes pour la géologie, le mineur et le chimiste. Faute d'observations précises, on est réduit à des conjectures sur l'action réciproque des gaz, des eaux, des courants électriques, de la température et de la pression; mais il reste encore beaucoup d'incertitude sur la question générale.

MÉMOIRE

SUR LA DÉPRÉCIATION D'UN MATÉRIEL ROULANT DE CHEMIN DE FER.

Par M. DE BILLY, inspecteur général des mines.

CHAPITRE IV (1).

WAGONS A MARCHANDISES.

Ce chapitre a beaucoup d'analogie avec le précédent, mais il contient moins de détails à cause de la simplicité de construction des véhicules qui en sont l'objet.

1° Description.

Le tableau n° 11, divisé en 18 colonnes, fait connaître :

1° La nature et le nombre des wagons en activité de service au 31 décembre 1852 ;

2° Les dispositions et dimensions de l'intérieur des caisses ;

3° Les dimensions extérieures ;

4° La nature et la saillie des tampons de choc ;

5° Le poids et le prix des wagons ;

6° Le chargement des wagons ;

7° Quelques détails sur les ressorts de choc et de traction.

Dressé par catégories de wagons, ce tableau n'exige aucune explication.

Le tableau n° 12 indique les époques de livraison des wagons à marchandises.

(1) Voir les trois premiers chapitres, tome XIV, page 489.

2° Estimation.

Dans cette catégorie de véhicules, les organes qui s'usent par le travail font partie du train ; ce sont les bandages des roues, les coussinets, les freins, les ressorts de choc et de traction.

Et les choses dont la détérioration est causée par la durée plutôt que par le travail, sont les châssis, les caisses, les rideaux, les garnitures intérieures de certaines séries, les peintures intérieures et extérieures.

§ Ier. — Organes qui s'usent par le travail des wagons.

Bandages.

Au chapitre III, nous avons estimé la détérioration totale des bandages du matériel de transport à la somme de 155.933 fr., sur laquelle nous avons appliqué aux voitures à voyageurs. . . . . 26.851 fr.

Restait pour les bandages de wagons à marchandises. 129.082

Somme égale. 155.933

Coussinets.

Ainsi que pour les voitures à voyageurs, nous avons considéré les coussinets comme usés à moitié, en regardant toutefois comme neufs ceux des wagons reçus par la compagnie en novembre et décembre 1852, véhicules qui figurent au nombre de 120 sur le tableau n° 12.

Aux 2.524 wagons livrés antérieurement correspondent 10.096 coussinets dont la valeur de remplacement était $10.096 \times 5,60 = 56.537^{f},60$.

Nous avons eu par conséquent à porter, en déduction sur la valeur des 2.644 wagons pour l'usure des coussinets, une somme de 28.268f,80.

Freins.

Les freins à main, presque tous supprimés, avaient coûté 120 fr. pièce;

Les freins actuels moyennement 564f,48; ils sont compris dans les prix des wagons.

Ces appareils s'usent fort peu; à raison de leur importance, ils sont constamment entretenus en bon état de service; nous n'en parlerons donc pas, nous référant aux chapitres II et III de ce travail.

Ressorts de suspension de choc et de traction.

Nous n'avons pas eu à estimer la dépréciation des ressorts de choc et de traction par les motifs donnés au chapitre III.

§ II. — Choses qui se détériorent par leur durée.

Nous avons procédé ici comme pour les voitures à voyageurs, cherchant d'abord le prix du remplacement de ces choses, afin d'en connaître le dixième qui nous a servi d'unité; nous adressant ensuite à l'expérience acquise afin d'en savoir la durée moyenne.

Ces coefficients ainsi déterminés ont été finalement appliqués aux différentes séries de wagons à marchandises, en faisant usage du tableau n° 12 qui donnait la durée de ces véhicules au 31 décembre 1852.

Les châssis n'avaient pas servi assez longtemps pour avoir perdu sensiblement de leur valeur; nous les avons admis comme étant en bon état de service et sans proposer de réduction.

Il n'en aurait pas été de même si l'exploitation du chemin de fer antérieurement à 1853 eût été de plus longue durée.

Mais nous n'avons pas omis l'amoindrissement de la valeur des caisses, parce que le matériel des marchandises étant manié très-lourdement par les hommes d'équipe, soit dans le chargement des colis, soit dans

les manœuvres de gare, il en résulte une détérioration successive dans les assemblages, même quand on a soin de remplacer les pièces au fur et à mesure des besoins.

Aux ateliers de carrosserie, on fixait à 15 ans la durée moyenne d'une caisse de wagon;

A 3 ans la durée d'une peinture.

Dans la fixation du prix de remplacement des caisses, nous n'avons rien ajouté pour les frais généraux, parce les prix qui nous ont été donnés sont ceux auxquels on les a confectionnées hors des ateliers de la compagnie.

Quant aux matières à déduire dans la fixation des prix, ce sont, pour les caisses et châssis, les bois, les fers d'assemblage; les bois provenant de démolition ne sont guère à employer que comme combustible; aussi le mètre cube n'en est-il estimé que 6 fr.

SÉRIE D. — *Wagons à bagages.*

Caisse. Le prix de la caisse avec châssis, non peinte, était évalué par la construction à. . . . . fr. 1.378,00

Dont à déduire :

1° Pour la valeur du vieux fer d'assemblage, 148 kil à 18 fr.	26f,65	39,00
2° Pour vieux bois, 2m³,056 à 6 fr.	12f,35	
Prix du remplacement.		1.339,00

Dont un dixième, 133f,90.

Couverture. Les anciens wagons D n'avaient pas de couverture en métal, mais en toile sablée valant posée 57 fr., et qui se trouve comprise dans le prix des voitures. Bien que la durée de la toile soit estimée 7 à 8 années seulement, on en considérait la détérioration assez faible au 1er janvier 1853 pour que nous ayons pu en faire abstraction.

Peinture.

La peinture d'un wagon à bagages coûte avec son châssis (1).	fr. 120,00
Frais généraux.	30,00
Total.	150,00

Dont le dixième, 15 fr.

SÉRIE F. — *Wagons de secours.*

Sept wagons H, parmi les derniers livrés au mois de décembre 1852, ont été transformés en wagons de secours F. Nous les avons regardés comme neufs et n'avons fait aucune déduction en ce qui les concerne.

SÉRIE G. — *Wagon-écurie.*

Caisse

La caisse non peinte et sans la garniture intérieure est évaluée.		fr. 923,50
Dont à déduire :		
1° Vieux fer d'assemblage.	77f.49	88,49
2° Vieux bois.	11f,00	
Prix net du remplacement.		835,01

Dont le dixième, 83f,50.

Garniture intérieure.

La garniture intérieure des wagons-écurie est faite en toile rembourrée de foin; le poitrail est en vache.

L'établissement de la garniture intérieure était évaluée à.	fr. 53,50
25 p. 100 pour frais généraux.	13,35
Total.	66,85

Il n'y a eu rien à déduire là-dessus, les vieilles matières n'ayant aucune valeur.

Durée de la garniture : 3 ans.

Peinture.

La peinture d'un wagon G coûtait avant 1853.	fr. 120.00
25 p. 100 pour frais généraux.	30,00
Total.	150,00

Dont le dixième, 15 fr.

(1) Ici, comme dans les articles subséquents, la peinture du châssis est comprise dans celle de la caisse.

. Série H. — *Wagons à lait transformés aujourd'hui en wagons à coke.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement.		708,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage.	18f,48	24,80
	2° Vieux bois.	6f,32	
	Prix du remplacement net.		683,20
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture.		50,00
	25 p. 100 pour frais généraux.		12,50
	Total.		62,50

Série I. — *Grands wagons plats à rebords fixes.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement de la caisse.		460,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage.	18f,85	26,10
	2° Vieux bois.	7f,25	
	Prix net du remplacement.		433,90
	Dont le dixième, 43f,39.		
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture.		35,00
	25 p. 100 de frais généraux.		8,75
	Total.		43,75

Série II. — *Petits wagons plats à rebords fixes.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement de la caisse.		369,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage.	14f,38	19,85
	2° Vieux bois.	5f,47	
	Prix net du remplacement.		349,15
	Dont le dixième, 34f,91.		
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture.		25,00
	Frais généraux.		6,25
	Total.		31,25

Série I. — *Wagons à petits côtés tombants.*

		fr.	
Prix d'établissement de la caisse		533,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage	31f,08	36,65	
2° Vieux bois	5f,57		
Prix net du remplacement		496,35	
Dont le dixième, 49f,63.			

	fr.	
Prix de la peinture	25,00	Peinture.
25 p. 100 de frais généraux	6,25	
Total	31,25	

Série II. — *Wagons plats à grands côtés tombants de 0m,30.*

		fr.	
Prix d'établissement		626,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage	35f,53	42,80	
2° Vieux bois	7f,27		
Prix net du remplacement		583,20	
Dont le dixième, 58f,32.			

	fr.	
Prix de la peinture	30,00	Peinture.
Frais généraux	7,50	
Total	37,50	

Série III. — *Wagons plats à grands côtés tombants de 0m,40 de hauteur.*

		fr.	
Prix d'établissement		635,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage	35f,53	43,20	
2° Vieux bois	7f,67		
Prix net du remplacement		591,80	

	fr.	
Prix de la peinture	31,00	Peinture.
Frais généraux	7,75	
Total	38,75	

Série K. — *Wagons à côtés fixes, dits petits tombereaux.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement		405,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage	17f,19	22,90
	2° Vieux bois	5f,71	
	Prix net du remplacement		382,10
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture		25,00
	25 p. 100 pour frais généraux		6,25
	Total		31,25

Série KK. — *Wagons à côtés fixes, dits grands tombereaux.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement		493,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage	21f,03	28,55
	2° Vieux bois	7f,52	
	Prix net du remplacement		464,45
	Dont le dixième, 46f,44.		
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture		30,00
	25 p. 100 pour frais généraux		7,50
	Total		37,50

Série LL. — *Wagons découverts avec portes doubles à charnières.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement		709,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage	11f,75	19,20
	2° Vieux bois	7f,45	
	Prix net du remplacement		689,80
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture		35,00
	25 p. 100 pour frais généraux		8,75
	Total		43,75

Série M. — *Petits wagons à quatre côtés tombants.*

		fr.	
Prix d'établissement		563,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage	33f,00	38,90	
2° Vieux bois	5f,90		
Prix net du remplacement		524,10	
		fr.	
Prix de la peinture		25,00	Peinture.
25 p. 100 pour frais généraux		6.25	
Total		31,25	

Série MM. — *Grands wagons à quatre côtés tombants.*

		fr.	
Prix d'établissement		686,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage	40f,14	48,05	
2° Vieux bois	7f,91		
Prix net du remplacement		637,95	
		fr.	
Prix de la peinture		35,00	Peinture.
Frais généraux		8,75	
Total		43,75	

Série N. — *Wagons à bestiaux, fermés avec des rideaux.*

		fr.	
Prix d'établissement		1.111,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage	34f,00	45,60	
2° Vieux bois	11f,60		
Prix net du remplacement		1.065,40	
		fr.	
Prix de la peinture		70,00	Peinture.
Frais généraux		17,50	
Total		87,50	

	fr.	
Les 4 rideaux d'un wagon N (ancien modèle existant en 1852) avec les lanières, les anneaux et autres accessoires, coûtaient	40,00	Rideaux.
25 p. 100 pour frais généraux	10,00	
Total	50,00	

Quand ils ne sont pas déchirés par accident, ils durent moyennement 6 ans.

SÉRIE O. — *Wagons à houille.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement		235,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage	100f,30	
	2° Vieille fonte	11f,70	116,40
	3° Vieux bois	4f,40	
	Prix net du remplacement		118,60
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture		30,00
	Frais généraux		7,50
	Total		37,50

SÉRIE Q. — *Bergeries.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement d'une caisse		1.218,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage	25f,72	40,90
	2° Vieux bois	15f,18	
	Prix net du remplacement		1.177,10
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture		40,00
	25 p. 100 pour frais généraux		10,00
	Total		50,00

SÉRIE R. — *Trucks à chaises de poste.*

			fr.
Caisse.	Prix d'établissement de la caisse		859,00
	Dont à déduire :		
	1° Vieux fer d'assemblage	60f,55	66,45
	2° Vieux bois	5f,90	
	Prix net du remplacement		792,55
			fr.
Peinture.	Prix de la peinture		35,00
	Frais généraux		8,75
	Total		43,75

Série S. — *Trucks à maringottes.*

PREMIER MODÈLE. — Sans côtés; avec 6 ranchets.

		fr.	
Prix d'établissement de la caisse.		437,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage.	17f,65	24,00	
2° Vieux bois.	6f,35		
Prix net du remplacement.		413,00	
		fr.	
Prix de la peinture.		25,00	Peinture.
25 p. 100 pour frais généraux.		6,25	
Total.		31,25	

DEUXIÈME MODÈLE. — Avec côtés de 0m,30 et 4 ranchets.

		fr.	
Prix d'établissement de la caisse (1).		437,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage	17f,65	24,30	
2° Vieux bois.	6f,65		
Prix net du remplacement.		412,70	
		fr.	
Prix de la peinture.		25,00	Peinture.
25 p. 100 pour frais généraux.		6,25	
Total.		31,25	

Série V. — *Wagons couverts à marchandises.*

		fr.	
Prix d'établissement de la caisse.		1.334,00	Caisse.
Dont à déduire :			
1° Vieux fer d'assemblage.	23f,26	36,65	
2° Vieux bois.	13f,39		
Prix net du remplacement.		1.297,35	
		fr.	
Prix de la peinture.		72,00	Peinture.
25 p. 100 pour frais généraux.		18,00	
Total.		90,00	

(1) Ces wagons qui, aux côtés près, ne diffèrent du premier modèle que par de plus fortes dimensions, ont coûté relativement moins cher, parce que la confection en était devenue plus facile.

Fixation des chiffres de la détérioration des wagons à marchandises.

Nous ne parlerons plus des organes qui s'usent par le travail et dont il a été question plus haut; mais nous appliquerons les coefficients de détérioration des choses qui subissent l'influence de la durée, tels que nous venons de les obtenir.

SÉRIE D. — *Wagons à bagages.*

Si nous groupons les 94 wagons à bagages livrés à la compagnie pendant les années 1848, 1849 et 1851, et si nous comptons seulement pour moitié les mois écoulés antérieurement au mois de mai 1849, c'est-à-dire au commencement de l'exploitation, nous trouvons :

Pour 2 de ces voitures, une durée moyenne de.. 47,5 mois.
Pour 39. . . . . 43,9 —
Pour 3. . . . . 23,0 —
Pour 50. . . . . 14,3 —

Nous n'aurons à mentionner ici que les caisses et les peintures.

Caisses. La durée d'une caisse étant évaluée à 15 ans, il s'ensuit que :

47,5 mois sont les 2,6 dixièmes de cette durée.
43,9 mois sont les 2,4 dixièmes de cette durée.
23,0 mois sont les 1,2 dixièmes de cette durée.
14,3 mois sont les 0,8 dixièmes de cette durée.

D'après cela, le dixième des prix de remplacement de la caisse étant de 133f,90, nous aurons pour la détérioration des caisses de la série D :

	fr.
133,90 × 2,6 × 2 = ...	696,28
133,90 × 2,4 × 39 = ...	12.543,04
133,90 × 1,2 × 3 = ...	481,14
133,90 × 0,8 × 50 = ...	5.356,00
Total de la détérioration des caisses. . . .	19.076,46

Peintures.

Nous avons admis 3 ans pour la durée d'une peinture; d'après cela, nous avons estimé que les voitures dont l'existence dépassait notablement 36 mois avaient été repeintes, et nous n'en avons calculé la détérioration de peinture que sur les mois excédant les 3 années. En conséquence :

Mois.				
47,5	de durée sera estimé	3,2	dixièmes de la durée de la peinture.	
43,9	*id.*	2,2	*id.*	
23,0	*id.*	6,3	*id.*	
14,3	*id.*	4,0	*id.*	

Le dixième du prix d'une peinture de la caisse et du train étant fixé à 15 francs, nous avons établi ainsi qu'il suit la détérioration sur cet article :

	fr.
15 × 3,2 × 2 = ...	96,00
15 × 2,2 × 39 = ...	1.287,00
15 × 6,3 × 3 = ...	283,00
15 × 4,0 × 50 = ...	3.000,00
Total de la détérioration sur les peintures.	4.666,50

La diminution de valeur sur les wagons à bagages était donc :

	fr.
1° Pour les caisses.	19.076,45
2° Pour les peintures.	4.666,50
Total.	23.742,95

La dépense d'achat des 94 wagons en service au 31 décembre 1852 s'étant élevée à 359.400 fr., sans les roues, nous avons eu à porter sur ce chapitre une détérioration de 6,6 p. 100.

SÉRIE G. — *Wagons-écuries.*

En groupant les voitures de cette série comme nous l'avons fait ci-dessus, d'après les indications de l'état n° 12, nous trouvons pour les durées moyennes :

De 21 wagons à écurie, livrés en 1848 et 1849, 44,9 mois.
De 24 wagons à écurie, livrés en 1851. . . . . . 12,0 mois.
De 24 wagons à écurie, livrés en 1852. . . . . . 3,0 mois.

Ici nous avons eu à calculer les détériorations des caisses, des garnitures intérieures et des peintures.

Caisse.

La durée moyenne d'une caisse étant de 180 mois, les chiffres ci-dessus correspondent à 2,5, 0,66, 0,2 de dixième de cette durée, et comme le dixième des prix de remplacement d'une caisse ressort à 83f,50, nous avons trouvé pour la détérioration :

	fr.
Des 21 premières caisses.	2.383,75
Des 24 suivantes.	1.322,64
Des 24 dernières.	400,80
Total.	4.107,19

Garnitures intérieures.

La durée moyenne d'une garniture intérieure étant de 3 ans, nous avons admis que les garnitures des wagons dont le service dépassait 3 années avaient été renouvelées et ne figureraient que pour les mois excédant 36.

Ainsi nous avons eu respectivement pour les garnitures

Des 21 premières voitures, 2,5 dixièmes de la durée admise.
Des 24 suivantes. . . . . . . 3,3 dixièmes. —
Des 24 dernières. . . . . . . 0,8 dixièmes. —

Le dixième du prix de remplacement d'une garniture ayant été fixé à 6f,685, nous avons eu respectivement pour la détérioration des garnitures :

	fr.
6.685 × 2,5 × 21 = ...	350,96
6.685 × 3,3 × 24 = ...	503,05
6.685 × 0,8 × 24 = ...	128,35
Total.	982,36

Peinture.

La durée des peintures étant la même que celle des garnitures intérieures, nous avons opéré sur les mêmes chiffres quant au temps, et nous rappelant que le dixième du prix d'une peinture était de 15 francs, nous

avons obtenu pour la dépréciation totale sur cet article une somme de 2.263f,50.

En résumé, nous avons trouvé que sur la valeur de 201.493 francs des 69 wagons-écurie, non compris les roues, il y avait à déduire :

	fr.
Pour les caisses	4.107,19
Pour les garnitures intérieures	982.36
Pour les peintures	2.263,50
Total	7.353,05

Soit 3,4 p. 100 du prix d'achat.

Série H. — *Wagons à lait.*

Les 21 wagons à lait ayant été livrés à la compagnie de novembre 1848 à février 1849. nous en avons fait un seul groupe dont la durée moyenne au 31 décembre 1852 était de 45 mois.

Caisses. C'était pour les caisses 2,5 dixièmes de leur durée habituelle ; le dixième du prix de remplacement de ces caisses étant 78f,32, la détérioration sur cet article ressortait à

$$78{,}32 \times 2{,}5 \times 21 = 4.111^f{,}80.$$

Peintures. Quant aux peintures, elles devaient avoir été refaites au bout de 3 ans. et nous avons admis que les nouvelles peintures avaient 9 mois d'existence ; il y avait donc là-dessus à déduire :

$$6{,}25 \times 2{,}5 \times 21 = 328^f{,}15.$$

La somme totale à déduire pour les wagons à lait sur le prix d'achat de 53.760 fr., sans les roues, était d'après cela :

	fr.
1° Sur les caisses	4.111,80
2° Sur la peinture	328,15
Total	4.439,95

Soit 8,24 p. 100.

SÉRIE L. — *Grands wagons plats à rebords fixes.*

Nous les avons divisés en quatre groupes, savoir :

16 reçus en 1848; durée moyenne, 48 mois.
5 reçus en 1850; durée moyenne, 34 mois.
342 reçus en 1852; durée moyenne, 6 mois.
19 reçus en novembre et décembre, neufs.

Caisses. En combinant ces chiffres avec celui de la durée moyenne d'une caisse et la valeur 43f,39 du dixième du remplacement, nous avons trouvé :

	fr.
Pour les 16 de 1848, une détérioration de......	1.874,44
Pour les 5 de 1850, une détérioration de......	412,20
Pour les 342 de 1852, une détérioration de......	4.451,80
Total.........	6.738,25

Peintures. Nous avons admis que les wagons I ayant 48 mois de durée avaient été repeints une fois et que la peinture avait 12 mois au 31 décembre 1852 ; le dixième du prix de la peinture ayant été calculé à 4f,375, nous avons eu à déduire :

	fr.
Sur les peintures de 12 mois..............	233,10
Sur celles de 34 mois.................	205,62
Sur celles de 6 mois..................	2,543,62
En tout........	2.982,34

En sorte que les déductions à faire sur le prix d'achat des 382 wagons plats, 780.840 francs (sans les roues), ont été :

	fr.
Pour les caisses.....................	6.738,45
Pour les peintures....................	2.982,34
En tout.......	9.720,79

Soit 1,24 p. 100.

Série H. — Petits wagons plats à rebords fixes.

La série a été divisée en trois groupes :

1 d'une durée réduite de. . . . . . 49 mois.
10 d'une durée moyenne de. . . . . 40 mois.
3 livrés en décembre 1852. . . . . neufs.

Procédant comme ci-dessus, nous avons calculé les déductions à opérer :

	fr.
1° Sur les caisses.	862,40
2° Sur les peintures.	323,75
Total.	1.186,15

Soit 4,57 p. 100 de la valeur d'achat, 25.900 fr. de la série entière.

Série J. — *Wagons à petits côtés tombants.*

Cette série, divisée en quatre groupes :

1 livré en 1848, durée réduite. . . . . . 49.0 mois.
36 livrés en 1849, durée moyenne. . . . . 37,7 mois.
34 1er semestre de 1850, durée moyenne. 30,5 mois.
6 2e semestre de 1850, durée moyenne. 26,5 mois.

a donné lieu aux réductions suivantes :

	fr.
1° Sur les caisses.	7.350,19
2° Sur les peintures.	2.266,87
En tout.	9.617,06

Soit 5,88 p. 100 du prix d'achat, 163.410 fr. des 77 wagons J.

Ce prix, de même que pour les autres séries, ne comprend pas les roues.

Série JJ. — *Grands wagons à côtés tombants de 0m,30 de hauteur.*

Nous les avons divisés en cinq groupes :

2 livrés en 1848, durée moyenne. . . 47,2 mois.
30 livrés en 1849, durée moyenne. . . 45,0 mois.
53 livrés en 1850, durée moyenne. . . 28,8 mois.
146 livrés en 1852, durée moyenne. . . 2,9 mois.
54 livrés en novembre et décembre 1852. neufs.

Appliquant les principes établis ci-dessus, nous avons trouvé pour les détériorations:

	fr.
1° Sur les caisses	10.052.07
2° Sur les peintures	2.032,50
Total	12.084,57

Chiffre qui, comparé au prix d'achat des 275 wagons de la série, 526.022 fr., ressort à 2,29 p. 100.

SÉRIE JJJ. — *Grands wagons à grands côtés tombants de* 0m,40 *de hauteur.*

Divisés en cinq groupes, savoir :

	Mois.
60 livrés dans le 1er semestre de 1851, durée moyenne	20,2
20 livrés dans le 2e semestre de 1851, durée moyenne	12,0
30 livrés dans le 1er semestre de 1852, durée moyenne	8,6
20 livrés en juillet et octobre 1852, durée moyenne	3,5
30 livrés en novembre et décembre 1852	neufs.

Les réductions à opérer ont été calculées d'après cela :

	fr.
1° Sur les caisses	6.848,82
2° Sur les peintures	1.914.25
Total	8.763,02

Comme les 160 wagons JJJ avaient coûté 282.486 fr., sans les roues, la somme à déduire sur cette valeur ressortait à 3,12 p. 100.

SÉRIE K. — *Wagons à côtés fixes, dits tombereaux.*

Au nombre de 21, dont :

16, livrés en 1848, avaient une durée moyenne de 45,8 mois.
5, livrés en 1850, avaient une durée moyenne de 34,0 mois.

D'après cela, la réduction à faire :

	fr.
1° Sur les caisses était de	1.891,39
2° Sur les peintures	284,13
Total	2.175,52

Soit 5,20 p. 100 du prix d'achat de 41.580 francs des 21 wagons K.

Série KK. — *Wagons à côtés fixes, dits grands tombereaux.*

Les 21 véhicules composant cette série se divisent en 2 groupes, de même nombre et mêmes durées moyennes que ceux de la série K.

Nous en avons calculé les dépréciations :

	fr.
1° Sur les caisses.	2.298,78
2° Sur les peintures.	338,25
Total.	2.637,03

Soit 5,8 p. 100 du prix d'achat de 45.360 fr. de toute la série.

Série LL. — *Wagons découverts avec portes doubles à charnières.*

Livrés tous, à l'exception d'un seul, dans l'année 1849, les 81 wagons avaient, au 31 décembre 1852, une durée moyenne de 41,4 mois. D'où l'on a déduit les détériorations suivantes :

	fr.
1° Sur les caisses.	12.850,97
2° Sur les peintures.	531,56
En tout.	13.382,53

Soit 7,43 p. 100 à déduire du prix d'achat de la série, 80.000 francs.

Série M. — *Petits wagons à quatre côtés tombants.*

Ne renferme qu'une seule voiture reçue en 1848, et dont la durée, réduite suivant le principe posé ci-dessus, ressort à 49 mois. Nous avons eu à déduire sur son prix d'achat de 3.183 francs :

	fr.
1° Pour la caisse.	141,50
2° Pour les peintures.	11,25
En tout.	152,75

Soit 4,79 p. 100.

SÉRIE MM. — *Grands wagons à quatre côtés tombants.*

Ne renferme aussi qu'un seul véhicule, offrant les mêmes éléments de durée. Il avait coûté 3.460 francs, sur lesquels nous avons eu à déduire :

	fr.
1° Pour la caisse.	172,25
2° Pour les peintures.	15,75
En tout.	188,00

Soit 5,4 p. 100.

SÉRIE N. — *Wagons à bestiaux.*

Les 481 véhicules compris dans cette série ont été, sous le rapport de la durée, partagés en 5 groupes :

1 livré en 1848, durée réduite. . . . . 49,0 mois.
30 livrés en 1849, durée moyenne. . . 40,0 mois.
200 livrés en 1850, durée moyenne. . . 27,5 mois.
200 livrés en 1851, durée moyenne. . . 16 5 mois.
50 livrés en 1852, durée moyenne. . . 6,3 mois,

Partant de là, nous avons calculé la réduction à opérer :

	fr.
1° Sur les caisses à	56.860,19
2° Sur les rideaux à.	5.726,80
3° Sur les peintures à	22.414,00
En tout.	85.000,99

La série entière avait coûté, sans les roues, 1.282.869 fr. ; c'était donc une réduction de 6,62 p. 100.

SÉRIE O. — *Wagons à houille.*

Nous les avons divisés en 3 groupes, savoir :

231 livrés en 1851, durée moyenne. . . . . 15,0 mois,
145 livrés de janvier à octobre 1852, durée moyenne. 6,9 mois,
4 livrés en décembre 1852. . . . . neufs,

et nous avons trouvé pour la dépréciation :

	fr.
1° Sur les caisses.	2.707,65
2° Sur les peintures.	4.584.74
Total.	7.292,39

Soit 1,11 p. 100 de 661.336 fr., prix d'achat de 380 wagons de la série.

SÉRIE Q. — *Bergeries.*

Toutes les bergeries ont été reçues en 1848 et au commencement de 1849; elles avaient au 31 décembre 1852 une durée moyenne de 45,2 mois.

On a évalué la détérioration :

	fr.
1° Sur les caisses à.	6.179,77
2° Sur les peintures à.	210,00
En tout.	6.389,77

Ce qui sur les 62.202 fr., prix d'achat des 21 véhicules, représente 10,2 p. 100.

SÉRIE R. — *Trucks à chaises de poste.*

On en a fait 3 groupes :

31 livrés en 1848 et 1849, durée moyenne. . 41,2 mois.
12 livrés en avril 1852, durée moyenne.. . . 6,0 mois.
3 livrés en novembre 1852. . . . . neufs.

D'après cela, on a trouvé pour les réductions à opérer :

	fr.
1° Sur les caisses.	5.936,19
2° Sur les peintures.	1.440,25
Total.	7.376,44

Soit 5,2 p. 100 à réduire sur le prix d'achat de ces voitures figurant aux livres de la compagnie pour 142.830 fr.

SÉRIE S. — 1er Modèle. — *Trucks à maringottes.*

Nous les avons divisés en 3 groupes :

61 livrés en 1848, durée moyenne. . . . 46,0 mois,
40 livrés en 1850, durée moyenne. . . . 35,0 mois,
100 livrés en 1852, durée moyenne. . . . 5,6 mois,

et nous avons calculé d'après cela les détériorations :

	fr.
1° Sur les caisses à	10.802,01
2° Sur les peintures à	2.252,50
En tout	13.054,51

Soit 3,16 p. 100 sur le prix de 412.662 fr. d'achat des 201 wagons S, 1er modèle.

Série S. — 2e Modèle. — *Trucks à maringottes.*

Les 200 trucks S du deuxième modèle reçus par la compagnie depuis mars à septembre 1852 avaient, au 31 décembre de la même année, une durée moyenne de 5,4 mois. D'où l'on a déduit pour la détérioration :

	fr.
1° Sur les caisses	2.476,20
2° Sur les peintures	937,50
Total	3.413,70

Soit 1,03 p. 100 sur 333.456 francs, prix d'achat de la série entière.

Série V. — *Wagons couverts à marchandises.*

Nous avons divisé ces 91 wagons en 3 groupes, savoir :

1 livré en mai 1848, durée réduite. . . 49,0 mois,
80 livrés en 1849, durée moyenne. . . . 42,4 mois,
10 livrés en 1851, durée moyenne. . . . 19,7 mois,

et nous avons calculé la détérioration :

	fr.
1° Sur les caisses	24.048,56
2° Sur les peintures	1.751,40
Total	25.799,96

Soit 8,5 p. 100 sur le prix d'achat de 300.496 francs, tel qu'il figure aux livres de la compagnie.

Récapitulation des réductions à opérer sur les wagons à marchandises.

Les détails qui précèdent nous ont conduit à résumer ainsi qu'il suit les détériorations de tout genre qu'avaient subies, au 31 décembre 1852, les wagons à marchandises au nombre de 2.644.

1° *Organes qui s'usent par le travail.*

	fr.
A. Sur 10.576 bandages	129.082,00
B. Sur 10.576 coussinets.	28.268,80
Total.	157.350,80

2° *Choses qui se dégradent par la durée, groupées par séries de wagons.*

Série.			fr.
D	94	voitures, à déduire.	23.742,95
F	7	voitures neuves.	»
G	69	voitures, à déduire.	7.353,05
H	21	. . . .	4.439,95
I	382	. . . .	9.720,79
II	14	. . . .	1.186,15
J	77	. . . .	9.617,06
JJ	275	. . . .	12.084,57
JJJ	160	. . . .	8.763,07
K	21	. . . .	2.175,52
KK	21	. . . .	2.657,03
LL	81	. . . .	13.382,53
M	1	. . . .	152,75
MM	1	. . . .	188,00
N	481	. . . .	85.000,99
O	380	. . . .	7.292,39
Q	21	. . . .	6.389,77
R	46	. . . .	7.376,44
S 1er modèle. .	201	. . . .	13.054,51
S 2e modèle. .	200	. . . .	3.413,70
V	91	. . . .	25.799,96
Totaux pour	2.644	voitures, à déduire. . . .	243.771,18

Ainsi les réductions de tout genre sur les wagons à

marchandises en activité de service au 31 décembre 1852 s'élevaient à 401.122 francs.

Comme ces 2.644 véhicules, séries D à V, figuraient sur les livres de la compagnie pour une somme de 9.124.060 francs, roues comprises, la diminution due à leur service jusqu'au 31 décembre 1852 ressort à 4,39 p. 100 du prix d'achat.

RÉCAPITULATION GÉNÉRALE DES QUATRE CHAPITRES.

Le tableau par lequel nous terminons ce travail résume les quatre chapitres et fait connaître le montant de la réduction générale de valeur au 31 décembre 1852 du matériel roulant soumis à notre appréciation.

NATURE DU MATÉRIEL.	PRIX D'ACHAT d'après les livres de la compagnie.	MONTANT de la dépréciation.	DIMINUTION p. 100.
	fr.	fr.	
Machines locomotives. .	5.927.300	193.556	3,26
Tenders.	1.367.223	88.874	6,50
Voitures à voyageurs. . .	4.315.504	298.245	6,91
Wagons à marchandises.	9.124.000	401.122	4,39
Totaux.	20.734.000	981.797	4,74

En conséquence, il y avait sur l'ensemble du matériel roulant de la compagnie, au 31 décembre 1852, après trois ans et demi d'exploitation, une dépréciation moyenne de 4 3/4 p. 100; et de toutes les catégories de véhicules la moins avariée était celle des locomotives, sans doute à cause de l'entretien non interrompu dont

les machines sont l'objet ; elles n'avaient perdu que 3 1/4 p. 100 de leur valeur d'achat.

Un travail rétrospectif de la nature de celui dont nous venons de rendre compte ne saurait avoir le même degré de précision qu'un travail portant sur des faits actuels permettant l'examen et la mesure des choses à apprécier.

Bien que nous nous soyons efforcé d'approcher de la vérité autant que possible en puisant aux meilleures sources et à la faveur d'une coopération des plus actives, des plus intelligentes de la part des chefs de service et des employés de la compagnie, nous ne nous dissimulons pas certaines imperfections qu'il n'a pas dépendu de nous de faire disparaître.

Ceux qui nous suivront dans cette voie et qui opéreront à une époque où l'expérience des chemins de fer aura fourni des données plus précises, plus nombreuses sur le degré d'usure et sur la durée des choses entrant dans la composition d'un matériel roulant, atteindront plus de perfection, si leurs données résultent d'observations consignées avec méthode, avec soin et persévérance.

A cette occasion, nous recommanderons avec instance aux ingénieurs qui s'occupent de l'exploitation des chemins de fer, de ne rien négliger dans l'observation des faits dignes d'attention, et d'en tenir note à mesure qu'ils se produisent. Ils pourront ainsi contribuer d'une manière notable, par le seul fait de l'observation, aux progrès de la science des chemins de fer, science si pleine d'intérêt et qui tient une place si importante dans nos sociétés modernes.

TABLEAU N° 8. — *Voitures à voyageurs en service au 31 décembre 1852.*

Désignation des voitures.	Nombre des voitures.	Compartiments dans chaque voiture. Nombre.	Compartiments. Longueur.	Compartiments. Largeur.	Compartiments. Hauteur au milieu.	Compartiments. Hauteur sur le côté.	Compartiments. Portes. Hauteur sous le linteau.	Compartiments. Portes. Largeur.	Compartiments. Banquettes. Nombre.	Compartiments. Banquettes. Hauteur.	Compartiments. Banquettes. Profondeur.	Compartiments. Nombre de places.	Nombre total de places.	Dimensions extérieures des caisses. Longueur.	Dimensions extérieures des caisses. Largeur.	Poids de la voiture.	Tampons. Saillie.	Tampons. Course.	Ressorts de choc et traction. Nombre.	Ressorts de choc et traction. Matière.	Ressorts de suspension. Nombre.	Ressorts de suspension. Matière.	Nom du fabricant.	Prix.	Année de la livraison.	Observations.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27
			mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	mèt	mèt		mèt.	mèt.			mèt.	mèt.	kil.	mèt.	mèt.						fr.		
1re cl. A.	84	3	1,80	2,40	1,80	1,70	1,60	0,60	2	0,33	0,60	8	24	5,93	2,61	5.160	0,58	0,28	2	Acier cémenté.	4	Acier cémenté.	Messageries générales.	11.379	1849 1850 1852	(a)
Mixtes de 1re et de 2e cl. AB.	40	1 (1re cl)	1,95	2,40	1,80	1,70	1,60	0,60	2	0,31	0,60	8	28	5,34 (b)	2,61	5.420	0,58	0,28	2	id.	4	id.	id.	8.370	1851 et 1852	
		2 (2e cl.)	1,61	2,40	1,80	1,70	1,60	0,52	2	0,38	0,40	10														
2e cl. B.	174	3	1,61	2,35	1,64	1,54	1,44	0,52	2	0,33	0,44	10	30	4,97	2,54	4.770	0,58	0,28	2	id	4	id.	Mess. gén. et Gaillet.	7.240	1851 à 1852	(c)
3e cl. C.	252	4	1,35	2,35	1,75	1,66	1,44	0,50	2	0,44	0,41	10	40	5,52	2,54	5.150	0,58	0,28	2	id.	4	id.	id.	7.005	1848 à 1852	(d)
	550																									

(a) Les coussins des premières classes ont 0m,12 d'épaisseur. — *Poids*. Les poids insérés dans la colonne 17 ont été obtenus par des pesées de voitures en service. On estime qu'il faudrait ajouter environ 100 kilogrammes pour avoir le poids d'une voiture neuve.

(b) Le nouveau modèle AB a de longueur 5m,43.

(c) Le nouveau B a 6m,90; les coussins de 2e classe ont environ 0m,10 d'épaisseur.—Le frein augmente de 320 kilogrammes le poids des voitures dans la colonne 15.

(d) La hauteur du châssis au-dessus du rail est de 1m,125, dans le nouveau matériel de 1m,45.

Tous les ressorts sont remplacés par l'acier fondu.

TABLEAU n° 9. *Nombre et parcours des trains.*

Années.	VOYAGEURS.		MARCHANDISES.		BALLAST ET MARCHANDISES.		Observations.
	Trains. Nombre.	Kilomètres parcourus.	Trains. Nombre.	Kilomètres parcourus.	Trains. Nombre.	Kilomètres parcourus.	
1849	2.060	215.366	34	4.028	6.055	121.100	(a)
1850	5.563	685.166	1.332	219.640	111	2.220	(b)
1851	6.068	853.062	1.586	361.308	255	5.087	(c)
1852	6.333	1.706.778	2.333	679.402	615	6.765	(d)
	23.044	3.460.872	5.285	1.264.808	7.036	135.172	

(a) Chiffres jusqu'au 31 mars 1851 donnés par les entrepreneurs de la construction.
(b) Chiffres donnés par le service de la voie, du 1er avril au 31 décembre 1851.
(c) Chiffres donnés par le service de la voie, du 1er janvier au 30 septembre 1852.
(d) Chiffres donnés par le service du mouvement, du 1er octobre au 31 déc. 1852.

TABLEAU n° 10. *Situation au* 31 *décembre* 1852 *des voitures à voyageurs, avec indication de l'époque de la réception.*

	VOITURES. 1re classe.	2e classe.	Mixtes.	3e classe.
1848				
Mai	»	40	»	4
Juin	»	12	»	»
Août	»	9	»	»
Septembre	»	10	»	»
Octobre	»	7	»	20
Novembre	»	»	»	5
Décembre	»	»	»	5
1849				
Janvier	»	22	»	17
Février	»	»	»	10
Mars	»	»	»	20
Mai	»	3	»	»
Juin	»	»	»	8
Août	20	4	»	»
Septembre	4	6	»	5
Octobre	2	7	»	»
Novembre	4	11	»	»
Décembre	3	6	»	»
1850				
Janvier	3	6	»	»
Février	4	4	»	»
Mars	3	4	»	»
Avril	1	5	»	»
Reporter	44	156	»	94

	VOITURES. 1re classe.	2e classe.	Mixtes.	3e classe.
Report	44	156	»	94
Juin	»	»	»	13
Juillet	»	»	»	12
Août	»	»	»	10
Octobre	»	»	»	»
1851				
Mars	»	»	»	10
Avril	»	»	»	10
Juin	»	»	»	5
Août	»	6	3	6
Septembre	»	2	1	»
Octobre	»	6	2	8
Novembre	»	»	1	5
Décembre	»	»	7	7
1852				
Avril	»	»	»	16
Mai	»	»	»	7
Juin	10	»	»	1
Juillet	6	»	6	»
Août	7	»	4	7
Septembre	6	»	5	12
Octobre	6	»	3	6
Novembre	3	»	3	11
Décembre	2	4	5	12
Totaux	84	174	40	252

TABLEAU N° 11. — *Wagons à marcha*

DÉSIGNATION DES WAGONS.	Nombre des wagons.	COMPARTIMENTS DANS CHAQUE VOITUR					
		Nombre.	Longueur.	Largeur.	Hauteur au milieu.	Hauteur sur le côté.	Po Hauteur.
			mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	mèt.
Voitures à bagages des trains de voyageurs. D	94	1	4,80	2,48	1,80	1,70	1,60
Wagons de secours. . . . . F	7	1	2,43	2,50	1,68	1,61	1,57
Wagons-écuries. . . . . G	69	3 1	3,10 0,84	0,72 2,16	2,15	2,15	2,15
Wagons à lait. . . . . H	21	2	?	?	?	?	»
Wagons plats à côtés fixes. { Grands. . . . I	382	1	3,36	2,46	0,25	0,25	»
Wagons plats à côtés fixes. { Petits. II	14	1	3,36	2,46	0,25	0,25	»
Wagons à petits côtés tombants. . . . . . . J	77	1	3,40	2,50	0,30	0,30	»
Wagons à grands côtés tombants. . . . . { JJ	275	1	4,70	2,52	0,30	0,30	»
Wagons à grands côtés tombants. . . . . { JJJ	160	1	4,70	2,52	0,40	0,40	»
Wagons à côtés fixes (petits tombereaux). K	21	1	3,36	2,46	0,30	0,30	»
Wagons à côtés fixes (grands tombereaux) KK	21	1	4,66	2,46	0,30	0,30	»
Wagons découverts avec portes doubles à charnières. LL	81	1	3,40	2,48	1,56	1,00	1,00
Petits wagons à quatre côtés tombants. . . M	1	1	?	?	?	?	»
Grands wagons à quatre côtés tombants. MM	1	1	?	?	?	?	»
Wagons à bestiaux. . . . . N	481	1	4,68	2,48	2,25	1,98	1,90
Wagons à houille. . . . . O	380	1	2,34 2,64	2,06 1,34	» »	» »	» »
Bergeries. . . . . Q	21	2	4,64	2,44	1,05	0,98	0,96
Trucks à chaises de poste. . . . . R	46	1	4,80	2,16	0,50	0,50	»
Trucks à maringottes S. . . . . { 1er modèle.	201	1	5,48	2,60	»	»	»
Trucks à maringottes S. . . . . { 2e modèle.	200	1	5,72	2,48	0,30	0,30	»
Wagons couverts à marchandises. V	91	1	4,68	2,48	1,65	1,65	1,55
Total.	2.644						

OBSERVATIONS GÉNÉRALES. — Tous les wagons à marchandises ont des ressorts traction placés dos à dos; les wagons D ont aussi des ressorts de choc. Tous ressorts, de même que ceux de suspension, sont en acier cémenté.

L'épaisseur du plancher des wagons est généralement de $0^m,05$; celle des par varie entre $0^m,04$ et $0^m,05$.

(*a*) Ces voitures ont des vigies, les mêmes freins et les mêmes ressorts que voitures à voyageurs. La vigie a $0^m,45$ de saillie en hauteur.

(*b*) Moitié plate-forme, moitié couvert; une porte à deux ventaux.

(*c*) En avant des trois stalles qui sont garnies est un compartiment pour le palef nier.— Longueur de la caisse à l'intérieur, 4 mètres. Les portes sont sur le devant.

(*d*) Ces wagons H n'existent plus, ils ont été transformés en charbonnières pour transport du coke.

...service au 1er décembre 1852.

À L'EXTÉRIEUR.			TAMPONS.		Poids de la voiture.	POIDS du chargement.	Prix moyen de la voiture.	Observations.
... au dehors.	Largeur.	Hauteur.	Saillie.	Course.				
mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	kil.		fr.	
[illegible]	2,60	2,05	0,58	0,28	4.850	5 tonnes.	3.043	(a)
[illegible]	2,60	1,75	0,46	»	3.970	5 tonnes.	6.666	(b)
[illegible]	2,50	2,40	0,46	Secs pour les uns; pour les autres, rondelles en caoutchouc dans des boisseaux en fonte. . .	4.050	3 chevaux. . . . 1 ou 2 hommes.	4.140	(c)
[illegible]	2,60	2,11	0,46	Secs.	4.150	»	3.780	(d)
[illegible]	2,60	0,30	0,46	Secs.	3.700	5 tonnes.	3.268	
[illegible]	2,60	0,30	0,46	Secs.	3.000	5 tonnes.	3.070	
[illegible]	2,60	0,35	0,16	Secs.	3.700	5 tonnes.	3.343	
[illegible]	2,60	0,35	0,46	Secs.	3.150	5 tonnes.	3.132	(e)
[illegible]	2,60	0,45	0,46	Secs.	3.460	5 tonnes.	2.973	
[illegible]	2,60	0,35	0,46	Secs.	3.000	5 tonnes.	3.200	
[illegible]	2,60	0,35	0,46	Secs.	3.320	5 tonnes.	3.380	
[illegible]	2,60	Côté 1m,00 Milieu 1m,61	0,46	Secs.	3.080	5 tonnes.	3.442	
?	?	?	0,46	Secs.	?	5 tonnes.	4.403	(f)
?	?	?	0,46	Secs.	?	5 tonnes.	4.680	(f)
[illegible]	2,60	2,32	0,46	Secs.	3.900	6 chev. grosse cavalerie. 7 chev. cavalerie légère. 6 à 8 bœufs.	3.887	(g)
[illegible]	2,10	1,16	0,46	Secs.	3.200	5 tonnes.	2.960	(h)
[illegible]	2,60	2,30	0,46	Secs.	4.500	5 tonnes. . . . . 90 moutons. . .	4.188	(i)
[illegible]	2,32	0,55	0,46	Secs.	3.980	5 tonnes.	4,320	
[illegible]	2,60	»	0,46	Secs.	3.400	5 tonnes.	3.273	(j)
[illegible]	2,60	0,35	0,46	Secs.	4.820	5 tonnes.	2.887	(k)
[illegible]	2,60	2,09	0,46	Rondelles en caoutchouc dans des boisseaux en fonte.	4.280	5 tonnes.	4.522	(l)

(e) Châssis moisés.

(f) Les wagons M et MM n'ont jamais été que des modèles ; ils étaient, pour la dimension, semblables aux wagons J et JJ.

(g) Les portes sont doubles, chacun des ventaux roule sur deux galets.

(h) Forme de trémie. Longueur des châssis sans les tampons, 3m,72. — Le fond est fermé par deux trappes.

(i) Deux étages à claire-voie.

(j) Pas de côtés.— Six ranches de 0m,10 sur 0m,12 de saillie.

(k) Côtés de 0m,30. Quatre ranchets équidistants à grande section, 0m,10 sur 0m,12 de saillie au-dessus du fond.

(l) Sur chaque côté, une porte double dont chaque panneau mobile sur deux galets. Pourvu d'une vigie et de freins comme le wagon D.

Tableau n° 12. *Situation au 31 décembre 1852 des wagons à marchandises avec indication des époques de réception.*

Nota. Dans le calcul des détériorations, on a réduit à moitié les mois écoulés depuis l[illegible] vraison des premières voitures jusqu'au commencement de l'exploitation en mai 1849. C'est [illegible] que le premier wagon D ne figure au rapport que pour une durée de 49 mois.

Les wagons livrés en novembre et décembre 1852 sont considérés comme neufs.

ÉPOQUE de la réception.	LETTRES ADOPTÉES POUR LA DÉSIGNATION DES DIFFÉRENTES SÉRIES.																			
	D	F	G	H	I	II	J	JJ	JJJ	K	KK	LL	M	MM	N	O	Q	R	S 1er modèle.	S 2e modèle.
1848																				
Mai	1	»	1	1	1	1	1	1	»	1	1	1	1	1	1	»	1	1	1	»
Septembre	»	»	»	»	5	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	15	»
Octobre	»	»	»	»	7	»	»	»	»	5	»	»	»	»	»	»	»	»	30	»
Novembre	1	»	»	1	3	»	»	1	»	8	»	»	»	»	»	»	1	»	15	»
Décembre	»	»	»	3	»	»	»	»	»	2	5	»	»	»	»	»	6	»	»	»
1849																				
Janvier	»	»	7	4	»	»	»	28	»	»	3	»	»	»	»	»	10	»	»	»
Février	8	»	13	12	»	»	»	2	»	»	7	»	»	»	»	»	3	»	»	»
Mars	20	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Avril	9	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	17	»	»	»	»	»	5	»	»
Mai	2	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	10	»	»	»	»	»	4	»	»
Juin	»	»	»	»	»	»	10	»	»	»	»	12	»	»	10	»	»	4	»	»
Juillet	»	»	»	»	»	6	9	»	»	»	»	12	»	»	10	»	»	8	»	»
Août	»	»	»	»	»	»	4	»	»	»	»	12	»	»	»	»	»	4	»	»
Septembre	»	»	»	»	»	4	»	»	»	»	»	6	»	»	10	»	»	3	»	»
Octobre	»	»	»	»	»	»	13	»	»	»	»	11	»	»	»	»	»	2	»	»
Décembre	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
1850																				
Janvier	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	40	»
Février	»	»	»	»	5	»	»	14	»	5	5	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Mai	»	»	»	»	»	»	20	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Juin	»	»	»	»	»	»	14	6	»	»	»	»	»	»	30	»	»	»	»	»
Juillet	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	60	»	»	»	»	»
Août	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	14	»	»	»	»	»
Septembre	»	»	»	»	»	»	5	15	»	»	»	»	»	»	30	»	»	»	»	»
Octobre	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	26	»	»	»	»	»
Novembre	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	27	»	»	»	»	»
Décembre	»	»	»	»	»	»	1	8	»	»	»	»	»	»	12	»	»	»	»	»
1851																				
Janvier	3	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1	»	»	»	»	»
Mars	»	»	»	»	»	»	»	»	30	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Avril	»	»	»	»	»	»	»	»	22	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Mai	»	»	»	»	»	»	»	»	4	»	»	»	»	»	34	»	»	»	»	»
Juin	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	46	8	»	»	»	»
Juillet	5	»	»	»	»	»	»	»	4	»	»	»	»	»	33	39	»	»	»	»
Août	6	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	23	37	»	»	»	»
Septembre	15	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	29	60	»	»	»	»
Octobre	9	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	15	53	»	»	»	»
Novembre	6	»	»	»	»	»	»	»	10	»	»	»	»	»	»	19	»	»	»	»
Décembre	9	»	24	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	20	15	»	»	»	»
1852																				
Janvier	»	»	»	»	»	»	»	»	10	»	»	»	»	»	»	19	»	»	»	»
Février	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	30	»	»	»	»
Mars	»	»	»	»	20	»	»	»	20	»	»	»	»	»	16	6	»	»	»	1
Avril	»	»	»	»	64	»	»	»	10	»	»	»	»	»	7	11	»	12	5	»
Mai	»	»	»	»	72	»	»	»	»	»	»	»	»	»	8	11	»	»	38	50
Juin	»	»	»	»	58	»	»	»	»	»	»	»	»	»	8	12	»	»	8	63
Juillet	»	»	»	»	52	»	»	13	5	»	»	»	»	»	7	14	»	»	13	26
Août	»	»	6	»	33	»	»	13	5	»	»	»	»	»	4	20	»	»	23	30
Septembre	»	»	14	»	25	»	»	62	5	»	»	»	»	»	»	11	»	»	13	30
Octobre	»	»	4	»	18	»	»	58	5	»	»	»	»	»	»	11	»	»	»	»
Novembre	»	»	»	»	10	»	»	40	10	»	»	»	»	»	»	»	»	3	»	»
Décembre	»	7	»	»	9	3	»	14	20	»	»	»	»	»	»	4	»	»	»	»
	94	7	69	21	382	14	77	275	160	21	21	81	1	1	481	380	21	46	201	200

ÉTUDES

SUR LES RÉACTIONS DE L'AFFINAGE DES FONTES POUR ACIER OU POUR FER.

Par M. LAN, ingénieur des mines, professeur de métallurgie à l'École des mineurs de Saint-Étienne.

Dès le début de 1857, j'avais commencé d'étudier les réactions du puddlage à haute température et en scories, dans les forges et aciéries de la Loire, où il se répandait de plus en plus; — conséquence de l'introduction du puddlage pour acier.

Frappé de l'identité ou au moins de la ressemblance des principes de ce procédé avec ceux de la méthode Rivoise, et désireux d'étudier celle-ci de plus près, j'avais, avec l'autorisation de M. le ministre de l'agriculture, du commerce et des travaux publics, visité les aciéries de l'Isère pendant l'été 1857, et recueilli alors les produits dont je vais rapporter les analyses.

Je rappellerai que le compte rendu de l'année 1857 se terminait par le tableau des premiers résultats qu'à la fin de décembre de la même année, j'avais déjà obtenus dans l'examen de ces produits. La dernière phrase de ce compte rendu était celle-ci :

« *Il me reste à voir comment les autres impuretés de* » *la fonte disparaissent pendant l'affinage Rivois; mais* » *aux résultats qui précèdent, on peut reconnaître que le* » *carbone se conserve en très-forte proportion pendant* » *longtemps* (1). »

---

(1) Je crois nécessaire de rappeler ces circonstances, parce que des analyses du même genre, et conduisant à des conclusions en partie les mêmes, ont été faites par MM. Crace Calvert

L. MÉTHODE RIVOISE.

Exposé succinct de la méthode Rivoise, telle qu'elle se pratique aujourd'hui.

Le procédé Rivois comprend, partout aujourd'hui dans l'Isère, deux opérations distinctes : (1°) l'*affinage*, et (2°) le *réchauffage* pour *étirage* ou pour *corroyage de l'acier*.

Ces deux manipulations se font dans des foyers séparés : il me suffira ici de résumer ce qui touche à la première.

Foyer Rivois.

Le foyer d'affinage Rivois est une cuve tronconique à parois brasquées de $0^m,50$ à $0^m,75$ de diamètre supérieur et de $0^m,45$ à $0^m,65$ de diamètre inférieur ; la profondeur de ce creuset, c'est-à-dire, la hauteur du bord supérieur au-dessus du fond, varie selon l'importance des charges et la qualité des fontes, de $0^m,60$ à $0^m,70$ et même $0^m,75$. Une seule tuyère, d'un diamètre de $0^m,034$, amène le vent à une pression maxima de $0^m,05$ de mercure; elle a une avance de quelques centimètres (2 ou 3) au delà de la brasque et une plongée de quelques millimètres dans l'intérieur du feu; elle est mouchée vers le bas de 14 à 15 millimètres; enfin le niveau de la tuyère est à $0^m,16$ ou $0^m,17$ en contre-bas des plaques de travail qui couvrent les bords supérieurs du creuset, sur les faces du laiterol, du contrevent et de la rustine : la profondeur du creuset sous la tuyère se réduit donc par là à $0^m,45$, $0^m,50$, ou $0^m,60$ au plus.

Il va sans dire que les dimensions maxima correspondent aux charges les plus fortes ; mais, à égalité de charge, on augmente la profondeur du feu ainsi que

---

et Johnson et publiées dans les *Annales de physique et de chimie*, en avril 1858, c'est-à-dire postérieurement au début de mes recherches et à la constatation de mes premiers résultats.

l'avancement et la plongée de la tuyère pour les fontes blanches ou truitées, tandis qu'on les diminue pour les fontes grises : on applique, sous ce rapport, à peu près les mêmes règles que dans l'affinage pour fer. Pour les charges ou cuites fortes, il est évidemment plus avantageux d'augmenter les dimensions horizontales que d'accroître indéfiniment la profondeur ; aussi, quand on est obligé de faire des cuites de 12 à 1300 kil., le diamètre supérieur atteint-il 70 à 80 centimètres et quelquefois même aux environs d'un mètre.

Nature des fontes élaborées.

Les fontes traitées pour acier dans ce foyer, sont :

1° La fonte chaude dite grise n° 1, à gros grains lâches, brillants et graphiteux ;

2° Fonte grise n° 2, à grains plus serrés, moins graphiteux ;

3° Fonte truitée ;

4° Fonte blanche lamelleuse, à larges facettes cristallines.

Ces fontes sont fabriquées en Savoie ou dans le Dauphiné. Les premières appartiennent le plus souvent aux variétés (2°), (3°) et (4°). tandis que les secondes (par exemple celles de Pinsot et d'Allevard), de nature beaucoup plus variable, présentent les quatre espèces.

Les cuites se composent du mélange de ces variétés le plus convenable à l'*obtention rapide et sûre du meilleur produit : la fonte grise prédominant en général.*

Voici la composition d'une charge dont j'ai suivi l'élaboration.

Allevard n° 1.	400 kil.
Allevard n° 2.	200
Pinsot n° 2.	500
Savoie n° 2.	150
Total.	1.250

1re période de l'affinage Rivois. Fusion.

Le foyer étant brasqué de neuf, on le remplit de charbon de bois. Par dessus, on charge les saumons et plaques de fonte, en les soutenant par des tenailles ou par de fortes barres de fer, de manière à éviter leur chute brusque dans l'intérieur du feu. On recouvre le tout de charbon; par dessus on jette de $\frac{1}{10}$ à $\frac{1}{12}$ du poids de la charge, en sornes, scories, battitures, etc., on souffle le feu lentement d'abord, puis plus vivement. L'ouvrier doit veiller à ce que son feu demeure toujours serré afin qu'aucun fragment solide ne puisse tomber dans le bain; autrement, celui-ci s'empâtant s'attacherait aux parois et ne donnerait plus que très-difficilement un acier convenable.

La buse est légèrement relevée à son extrémité antérieure, de manière à faire frapper le vent sur la paroi supérieure de la tuyère qui le renvoie dans le feu, à 25 ou 30 centimètres en contrebas des plaques de travail sur le contrevent.

La fusion dure 4 à 5 heures. Quand toute la fonte est fondue, l'ouvrier nettoie le pourtour du feu des scories spongieuses et des carcasses de fonte qui y adhèrent, et, les rejetant au centre, il recharge de charbon : alors commence le cuisage de la brasque.

2e période. Cuisage de la Brasque.

Cette opération se fait par dessus le bain de fonte et de laitier qui remplit alors le foyer jusqu'au niveau de la tuyère : elle consiste à réduire en braise la quantité de charbon de bois nécessaire à la réparation de la brasque de l'opération suivante. On brûle partiellement le charbon par un courant d'air rasant, l'ouvrier ayant soin, au début de cette période, d'abaisser la buse de manière à relever le vent.

Pendant la cuisson de la brasque, qui dure environ deux heures, le bain de fonte et laitier est faiblement agité. Cependant, il se fait certainement un travail

chimique, car *le laitier s'éclaircit beaucoup* à ce moment du travail. En même temps, il se produit un cordon ferreux (*rives*) sur tout le pourtour du foyer, immédiatement au-dessus de la fonte, dépôt d'autant plus considérable que les fontes sont plus loupantes ou plus grasses. L'enlèvement de ce cordon se fait aussitôt après le cuisage de la brasque. En même temps, on découvre complétement le bain et on enlève par rondelles les laitiers devenus trop maigres, jusqu'au voisinage de la fonte. Sondant alors le bain, avec un ringard, on s'assure de la consistance de la fonte; on voit si elle sera *rebelle* ou *disposée* à l'affinage, c'est-à-dire, si elle présente *plus* ou *moins* de liquidité.

2° période. Brassage. Adoucissement et affinage de la fonte, sous l'influence des sornes ou laitiers riches.

Dans le premier cas, on découvre le feu, et on enlève les laitiers jusqu'à apercevoir la fonte. On laisse se former une croûte mince à la surface; on fait plonger cette croûte mince; on attend qu'il s'en soit formé une seconde et cette manœuvre se continue jusqu'à ce que le bain de fonte paraisse assez épais pour s'affiner convenablement.

Dans le second cas, la fonte étant disposée à l'affinage, l'ouvrier recouvre son feu de charbon, sans enlever les dernières rondelles de laitier; *il ajoute des scories affinantes*. Il continue en brassant la partie supérieure du bain avec les laitiers, et, détachant les parties qui se prennent autour du creuset, il les rejette continuellement sur le feu, ainsi que les rives. On ne donne, à ce moment, que le tiers du vent, afin de ne pas surélever la chaleur du foyer, et de ne pas ramener immédiatement les matières à un état trop liquide; on augmente ensuite progressivement ce soufflage. Ce travail, dont le but est *d'adoucir* la fonte, dure 4, 5 et même 6 et 8 heures, suivant la qualité des fontes que l'on traite.

Au moment du désornage et de l'enlèvement des rondelles, la surface supérieure du bain de fonte est à peu près de 0^{m},12 ou 0^{m},14 au-dessous de la tuyère; mais, par les additions successives de *rives*, *sornes*, *scories*, etc., pratiquées pendant la troisième période, la couche des laitiers s'élève beaucoup et dépasse même la tuyère, car, surtout par le bouillonnement qui se fait vers la fin de cette période, le bain monte jusqu'au niveau des plaques de travail : le soufflage, à cet instant de l'opération, doit être à son maximum d'intensité et le vent assez fort pour refouler le laitier au devant de la tuyère.

La fin de cette troisième période est marquée par un commencement de solidification de la partie supérieure du bain de fonte, par une très-grande chaleur du foyer et par la parfaite liquidité du laitier.

4e période. Complément de l'affinage et formation des massaux.

Alors le maître affineur rompt avec précaution une ou plusieurs parties de cette surface à demi solidifiée mais très-spongieuse, les repousse hors de la direction du vent, en ayant soin de les faire constamment baigner dans le laitier. C'est par ce séjour dans le laitier que l'affinage doit s'achever.

Dans un bon travail, le laitier doit se conserver pénétrant c'est-à-dire parfaitement liquide; les flammes qui se dégagent doivent être bleues; blanches, elles indiquent un affinage trop avancé, un acier déjà trop ferreux; jaunes, elles sont le signe d'empâtements, de laitiers boueux par mélange de brasque, etc., etc. Mais c'est surtout au moment d'enlever le massau d'acier formé qu'il est indispensable d'avoir un laitier très-fluide et moyennement basique.

Au bout d'une heure environ de brassage et de soulèvement dans le laitier, si celui-ci s'est bien conservé c'est-à-dire ni trop basique, ni trop épais, si l'affineur

n'a ni trop éloigné ni trop rapproché le massau du jet de vent, la pièce est prête à être sortie et cinglée.

Outre les caractères ci-dessus indiqués, l'affineur a la soudabilité du produit pour guide : c'est surtout à la manière dont l'acier s'attache à son ringard qu'il juge de l'avancement de son travail.

Le cinglage du premier massau se fait (1) par les aides, pendant que le maître prépare les suivants, par un même travail de brassage et soulèvement. Le second sort 8 ou 10 minutes après le premier : le même intervalle sépare d'ordinaire les deux, trois ou quatre suivants.

La préparation et la sortie de cinq ou six massaux successifs constituent ce que les ouvriers appellent une *vole* : cela correspond à une certaine hauteur de fonte épaissie, qu'on découpe et affine par parties ou massaux.

Entre deux voles, il doit donc s'écouler un certain temps pendant lequel on achève d'adoucir ou d'épaissir convenablement, pour le soulèvement dans le laitier, la zone supérieure du bain de fonte.

A partir de là, il n'y a plus qu'une succession de manipulations pareilles, jusqu'à complet épuisement du bain.

Le nombre des massaux que donne une charge de 1000 à 1200 ou 1300 kil. pouvant varier entre 30, 35 et 40, on voit que le nombre de voles serait compris entre 6, 7 ou 8. Chacune durant en moyenne une heure à une heure et demie, la durée la plus ordinaire

(1) Dans la plupart des usines, on fait ce cinglage à l'ancien marteau de 250 kil. donnant 250 coups par minute : avant de porter le massau sous l'enclume, on le refoule au marteau à main; puis, en quelques coups, le gros marteau le fait passer successivement par la forme d'un cube, puis d'un prisme dont la base a $0^m,10$ à $0^m,12$. A Allevard, on exécute ce travail au marteau pilon.

de la quatrième période sera de 7 à 9 heures. Toute la difficulté, après les deux ou trois premières voles, c'est de conserver la liquidité nécessaire au laitier. Il y a là un inconvénient qu'on ne peut guère éviter, c'est l'abaissement de chaleur du bain, par suite de son éloignement de plus en plus grand de la tuyère.

On cherche bien à rejeter le vent de plus en plus bas, à mesure que l'opération avance; mais, lorsqu'il ne reste plus que 7, 8 ou 10 massaux surtout, outre que le travail devient plus irrégulier, il devient plus coûteux; comme consommation de combustible, il est alors avantageux de travailler ces huit ou dix massaux ensemble : on les affine tous à la fois et quand l'ouvrier juge qu'ils sont à point, il supprime le vent; il découvre complétement son feu et sort les pièces une à une, comme il a fait des précédentes.

5e période. Nettoyage du creuset.

La dernière pièce enlevée, les aides retirent le laitier en rondelles et nettoient le feu, de manière qu'il soit prêt à la confection ou mieux à la réparation de la brasque. La durée de cette cinquième période est de une heure et demie à deux heures.

Je crois inutile de parler ici de la préparation de la brasque qui est au reste facile à concevoir et qui n'est pas particulière à la méthode Rivoise.

Résultats de la méthode Rivoise.

La durée totale d'une opération, pour une charge de 12 à 1300 kil. de fontes mélangées comme celle que j'ai indiquée plus haut, peut varier, d'après ce qui vient d'être dit, entre 18, 20 et 22 heures.

Quand la cuite a bien réussi, le déchet ne dépasse pas 8 à 9 p. 100, compté sur le produit en massaux bruts de cinglage.

La main d'œuvre est de 3 fr. à 3f,65 par 100 kil. de massaux et se répartit ainsi qu'il suit, entre les ouvriers qui se succèdent au travail pendant la durée d'une cuite :

Maître	1f,10
Valet	0f,90
Goujat	0f,90
Brasquet	0f,65
Total	3f,55

La consommation en combustible varie entre 90 et 95 kil. de charbon de bois pour 100 kil. d'acier.

Qualités de l'acier obtenu.

Les massaux, même dans les cuites les mieux réussies, sont loin d'être de qualité uniforme : les premiers obtenus sont le plus souvent ferreux, par suite d'un affinage trop avancé; les derniers, au contraire, sont mal affinés et souvent *fonteux*, pour parler le langage des ouvriers.

Analyses des produits Rivois. Fontes et laitiers. Fontes brutes.

J'ajouterai quelques indications complémentaires sur le travail Rivois, en discutant les résultats d'analyse des produits recueillis pendant son exécution.

J'ai d'abord examiné les fontes brutes de la charge rapportée plus haut, sous le rapport des teneurs en *carbone*, *silicium*, *manganèse*, *soufre* et *cuivre*. Voici les résultats :

	Savoie.	*Allevard* n° 1.	*Allevard* n° 2.	*Pinsot.*
Carbone	5,17	6,00 (1)	4,85	4,80
Silicium	0,88	2,00	1,70	1,44
Manganèse	3,40	3,00	2,52	2,41
Soufre	traces.	0,48	0,50	0,17
Cuivre	traces.	0,10 à 0,15	0,05 à 0,10	0,05 à 0,10

La moyenne de la composition de la charge serait, d'après cela et d'après les proportions de la charge en chacune de ces fontes :

(A)	Carbone	5,23
	Silicium	1,57
	Manganèse	2,73
	Soufre	0,30
	Cuivre	0,05 à 0,10

(1) Cette fonte était *graphiteuse;* l'échantillon sur lequel a été faite l'analyse renfermait sans doute quelques nids de graphite qui ont augmenté sa teneur en carbone.

J'ai, pendant le travail, recueilli les échantillons suivants de *fonte* et de *laitiers*.

1° A la fin de la première période, c'est-à-dire, immédiatement après la fusion (Fonte et Laitier n° 1) ;

2° A la fin de la seconde période. (Fonte et Laitier n° 2) ;

3° Après le désornage, au moment où l'on enlevait les premières rondelles de laitiers (n° 3 Fonte et Laitier).

Ces trois premières prises d'essai purent être faites à la partie supérieure du bain de fonte, demeuré jusque là parfaitement liquide ; mais les deux suivantes ont été faites en plongeant la cuillère un peu plus bas, à cause de l'épaississement du dessus ; dès lors, il est possible que les n°s 4 et 5 des fontes correspondent à des couches de nature différente.

4° Une heure avant la sortie du premier massau (Fonte n° 4) ;

5° Un peu après la sortie du premier massau, dans le cœur du bain de fonte (Fonte n° 5) (Laitier n° 4).

6° Après la sortie du quatrième massau. Laitier n° 5.

Voici les résultats de l'analyse des laitiers (1) :

---

(1) Tous ces laitiers donnaient quelques bulles de gaz hydrogène à l'attaque par l'acide chlorhydrique, ce qui indiquait la présence de quelques grenailles de fonte ou d'acier ; mais, d'un autre côté, tous renferment une proportion faible, il est vrai, mais appréciable de peroxyde de fer. J'ai compté tout le fer comme protoxyde, admettant une compensation approximative du fer métallique par le peroxyde : s'il y a erreur dans cette estimation, il est clair, d'après les faibles proportions de ces éléments et d'après la constance des résultats d'analyses, qu'elle ne peut être qu'insignifiante.

	N° 1.	N° 2.	N° 3.	N° 4.	N° 5.
Silice.	24,50	28,80	29,25	21,25	23,00
Protoxyde de fer.	58,00	50,70	54,00	»	54,50
Protoxyde de manganèse.	10,25	9,75	9,00	»	10,00
Alumine.	2,00	4,50	3,00	»	7,25
Chaux.	4,50	5,25	3,75	»	4,50
Magnésie.	traces.	*id.*	*id.*	*id.*	*id.*
Alcalis, brasque et pertes.	0,75	1,00	1,00	»	0,75
	100,00	100,00	100,00	»	100,00
Rapport de l'oxygène de la silice à celui des bases.	$\frac{13}{18}$	$\frac{14}{17}$	$\frac{15}{16}$	$\frac{11}{x}$	$\frac{12}{20}$

Enfin l'analyse m'a donné les teneurs suivantes en *carbone*, *silicium*, *manganèse*, *soufre* et *cuivre*, dans les fontes :

	N° 1.	N° 2.	N° 3.	N° 4.	N° 5.
Carbone. . .	5,65	4,25	5,60	5,05	3,36
Silicium. . .	1,50	0,48	0,60	0,85	0,60
Manganèse.	2,55	non dosé.	0,36	2,51	non dosé.
Soufre. . . .	0,25	0,11	0,13	0,19	0,17
Cuivre. . .	0,05 à 0,10	0,15 à 0,10	0,15 à 0,10	0,10	0,05

Discussion des faits et analyses qui précèdent.

Un premier fait qui ressort des analyses, c'est le changement de nature de laitier. Nous avons vu précédemment que celui qu'on ajoute au début de la fusion est basique : il sera, par exemple, analogue au n°s 4 et 5 (*silicate bibasique*) (1).

Immédiatement après la fusion déjà, la formule est comprise entre le protosilicate et le silicate bibasique; mais c'est surtout pendant la seconde période que le laitier change et s'approche de plus en plus de la formule du protosilicate.

Or, pendant le même temps, quelles modifications éprouve la fonte?

(1) A cause du mélange de brasque, de sornes et scories qu'au début de l'opération, on jette au-dessus du feu, il nous était impossible de prendre un échantillon représentant la composition moyenne de ces additions; ce qu'on peut affirmer, c'est leur *nature basique*.

Le n° 1 ne diffère qu'insensiblement des fontes brutes (A). En supposant que les erreurs d'analyse ne puissent pas, à elles seules, produire ces différences, la fonte, en fondant et en passant devant la tuyère, en gouttelettes métalliques, gagnerait donc un peu de carbone, ou, tout au moins, n'en perdrait pas : elle se dépouillerait d'une faible proportion de *silicium*, *manganèse* et *soufre*.

Il ne faut pas perdre de vue ici que les fontes de la charge à laquelle se rapportent ces analyses, étaient des fontes grises (n° 2 et n° 1, Pinsot et Allevard) mélangées d'une faible proportion de fonte de Savoie blanche ou truitée : un pareil mélange doit fondre complétement et ne subir que très-peu l'action de l'air pendant la fusion : *il en serait tout autrement avec les fontes blanches, dites loupantes ou grasses, qui deviennent moins liquides et s'altèrent davantage sous l'influence de l'air.*

L'analyse n° 2 de la fonte prise dans le dessus du bain, à la fin de la seconde période, accuse un affinage déjà plus marqué. La partie supérieure du bain était pourtant encore liquide, à ce moment là du travail ; la teneur en carbone, quoique plus faible, est en effet assez élevée encore : les autres éléments et particulièrement le silicium ont, au contraire, très-notablement diminué. Le cuivre seul fait exception : *sa proportion augmente certainement au moins d'un tiers si ce n'est même de* $\frac{1}{2}$ *pour* 1.

L'analyse n° 3 indique également une épuration assez avancée ; mais on remarquera que presque tous les éléments s'y trouvent en plus forte proportion que dans le n° 2 ; l'explication en est peut-être simplement dans cette circonstance, que la cuillère de prise d'essai aura plongé un peu plus bas que pour la fonte précédente :

or, l'analyse du n° 4, par exemple, montre qu'à peu de profondeur au-dessous de la surface du bain, la fonte reste à peu près telle que l'a donnée la fusion, ainsi d'ailleurs qu'on devait s'y attendre.

Quoi qu'il en soit de ces petits écarts de résultats, la partie supérieure du bain de fonte s'affine certainement pendant la seconde période. De plus, le carbone disparaît lentement et en faible proportion, tandis *que 60 à 70 p. 100 du silicium, la presque totalité du manganèse et la moitié du soufre ont disparu.*

Ainsi, voilà deux faits qui se produisent simultanément : 1° épuration de la fonte surtout de son *manganèse*, de son *silicium* et de son *soufre ; 2° abaissement de la teneur des laitiers en bases* et *notamment en oxyde de fer.* Il est donc impossible de se refuser à admettre que c'est sous l'influence à peu près exclusive du laitier que se produit l'affinage de la fonte dans cette première partie de l'opération.

Cette conclusion est d'ailleurs confirmée par la position qu'occupe, à cet instant du travail, le vent par rapport à la fonte. Nous avons vu qu'au début de la deuxième période, l'ouvrier établissait le jet de vent horizontal ou rasant : il a été dit aussi plus haut qu'alors la surface de la fonte était à 12 ou 14 centimètres en contre-bas de la tuyère et qu'enfin, entre cette surface et le jet de vent, il y avait une épaisseur au moins égale de laitier.

Dans de pareilles conditions, il me paraît assez évident que la fonte, d'ailleurs peu agitée, ne doit éprouver qu'une très-faible action de l'air.

On ne peut cependant attribuer l'appauvrissement des laitiers en fer, exclusivement à l'affinage qui se fait de la première à la seconde période. Il faut observer en effet que les laitiers ont une épaisseur et par suite un

volume assez considérables; or, ils n'exercent leur action pendant tout ce temps, que sur une couche de fonte toute superficielle, c'est-à-dire assez mince, dont l'affinage préparatoire, accusé par les analyses n°s 1, 2 et 3, ne saurait suffire à la transformation des formules de laitiers 1. 2. 3. Il y a évidemment une autre cause de réduction des laitiers dans la brasque qu'ils baignent sur tout le pourtour du creuset; c'est à cette cause qu'il faut attribuer surtout les RIVES ou SORNES qu'on est obligé d'enlever dès le début de la troisième période.

Enfin ces rives ou sornes peuvent bien en partie provenir aussi d'un affinage de la fonte, plus rapide sur le pourtour que dans l'intérieur du feu, à cause de la différence même des températures qui règnent sur ces deux points : les fontes blanches en donnent d'ailleurs plus que les grises.

En résumé, pendant les deux premières périodes, *peu d'action directe du vent sur la fonte; épuration de celle-ci, sous l'action de laitiers basiques, surtout du silicium et du manganèse; conservation d'une forte proportion de carbone et, par suite, d'une certaine liquidité; enfin concentration du cuivre dans le produit affiné.*

A partir de ce moment, que peuvent produire l'enlèvement du laitier et la cessation du feu qui en est la conséquence et qui dure au moins trois quarts d'heure ou une heure?

Il est difficile de le vérifier directement, car la fonte s'épaississant, il devient impossible d'en faire une prise d'essai régulière et homogène (1). Mais si, quand le vent

(1) Depuis le moment où la fonte adoucie, comme disent les ouvriers, commence à s'épaissir, jusqu'au moment où. assez solide, elle peut se diviser en petites masses que l'affineur promène dans le laitier pour en faire des massaux, si l'on fait des prises de fonte dans le bain, j'entends dans la partie liquide,

a été redonné, quand les nouvelles additions basiques se sont réduites en laitier, on sonde le bain avec l'ouvrier, on peut au moins présumer ce qui s'y passe.

On sent d'abord une surface épaissie que le ringard divise et soulève aisément de manière à l'envelopper de laitier. La chaleur s'élève ensuite progressivement dans le feu, mais pas assez vite pour faire repasser la fonte à l'état liquide : le dégagement de gaz qui gonfle alors la masse prouve que le métal, par son contact multiplié avec les laitiers basiques, perd rapidement l'excès de carbone qui le rendait si fusible.

Si nous remarquons d'ailleurs que les laitiers, redevenus basiques (nos 4 et 5), dès le début de la troisième période, sont maintenus autant que possible à cette composition pour tout le reste de l'opération au moyen d'additions de sornes et de battitures; que, de plus, les soins de l'affineur doivent surtout consister à éloigner du jet de vent les masses aciéreuses, à maintenir les laitiers bien fluides et à éviter enfin tout ce qui pourrait amener des magmas plus ou moins solides, autour desquels l'air aurait accès, nous pourrons conclure que pendant les troisième et quatrième périodes *c'est sous l'action des laitiers que s'opère encore exclusivement l'affinage pour acier.*

L'air et le combustible n'interviendraient là, théori-

---

elles ne peuvent donc plus rien apprendre sur les progrès de l'affinage.

Par l'état même de la surface du bain, à partir du moment où en même temps que de la fonte liquide, il y a déjà des grumeaux d'acier et peut être même de fer, les échantillons, comme les nos 4 et 5, doivent même présenter une grande irrégularité de composition. Il n'est pas bien sûr, non plus, que malgré les précautions prises au moment de l'analyse, il ne reste pas un peu de laitier avec la fonte plus ou moins mélangée d'acier qu'on recueille alors.

quement, que pour maintenir dans le foyer les degrés de température réclamés aux divers moments de l'opération.

Maintenant, l'affineur réussira-t-il toujours à se maintenir dans les limites imposées par cette formule de travail?

Les résultats pratiques montrent que non.

Nous avons vu plus haut que les premiers massaux sont généralement ferreux par suite d'un affinage trop avancé.

Si, lors de leur manipulation, ces premiers massaux étaient toujours complétement enveloppés de laitier, il serait difficile à l'affineur de dépasser le point où, déjà transformés en acier, ils ont acquis la propriété soudante; il sait qu'à partir de ce moment, tout séjour plus prolongé dans le laitier décarbure superficiellement ses massaux; il n'attendra donc pas que cet effet se produise et dès qu'il sent sous son outil une loupe d'acier soudant, il l'extrait du feu. Ainsi ce n'est pas, en général, par un séjour trop prolongé dans un laitier basique que l'affinage est poussé trop loin. Si d'ailleurs ce défaut tenait à l'action exagérée des laitiers, on ne verrait pas pourquoi il ne se présenterait pas aussi bien, par exemple, dans les massaux du milieu, que dans ceux des premières voles. Non, c'est que cet excès d'affinage vient des coups d'air auxquels sont exposées les premières loupes, par suite de la nécessité pour l'ouvrier de les travailler dans le voisinage du jet de vent.

Nous verrons un peu plus loin, au sujet du puddlage, avec quelle rapidité l'air produit la décarburation d'une masse solide ou ramollie d'acier ou de fonte, sur les points qu'il frappe. Quand on a été témoin attentif de cette action, on comprend mieux tous les soins apportés

par l'affineur rivois pour garantir ses massaux contre tout contact avec le vent.

C'est de cette action accidentelle de l'air sur les massaux comme aussi de la combustion des grumeaux d'acier ou des parties de fer disséminées soit dans les laitiers, soit dans les rives et sornes, que provient le déchet observé dans le travail rivois (1). Si l'affinage s'effectuait, absolument comme l'indique la théorie, on ne comprendrait pas en effet qu'il se produisît de déchet : au contraire, on devrait même retirer du feu, en sus du fer de la fonte, celui passé dans le produit par réduction du laitier.

Les conclusions qui me paraissent se dégager de la discussion précédente sont les suivantes :

Résumé sur la méthode Rivoise.

1° Le procédé Rivois affine les fontes pour acier à peu près exclusivement sous l'action *de laitiers riches en oxyde de fer*, l'air et le charbon n'intervenant surtout *que pour fournir au foyer la chaleur nécessaire aux réactions. Les fontes un peu chaudes ou grises sont les plus convenables, les fontes blanches tendant à louper trop vite.*

2° La fonte d'abord amenée à un état complet de liquidité est *peu à peu épaissie en même temps qu'affinée, par la réaction de l'oxyde de fer sur ses éléments*, l'affineur aidant au mélange du laitier et de la fonte, *en refroidissant convenablement celle-ci à certains moments.*

---

(1) Avec les rives ou sornes, il s'attache des proportions notables de fonte à la brasque; c'est là une cause de déchet qui n'est pas à négliger dans le travail rivois Comme preuve de ce fait, il me suffira de dire que si après une opération, on n'a pas soin de tailler la vieille brasque sur une certaine épaisseur pour la remplacer par de la nouvelle, il se produit, immédiatement après la fusion de l'opération suivante, une effervescence très-grande, due, sans nul doute, à la réaction de la fonte et du laitier engagés dans la brasque.

3° Le point capital, dans l'affinage Rivois, est donc *la nature du laitier* : il doit être *très-fluide, aussi affinant que possible, mais modérément décarburant.*

Le nombre et la nature des bases apportées, soit par les fontes, soit par les additions, ou encore par les cendres du combustible, laissent une certaine latitude dans le choix du laitier capable de réaliser la première de ces trois conditions : *sous ce rapport, sa formule pourrait varier sans danger entre celles du protosilicate et du silicate bi ou même tri-basique.*

Comme épuration, l'effet du laitier sera d'autant plus énergique qu'il *sera plus basique* et *surtout plus riche en manganèse, chaux* et *alcalis* Mais, pour maintenir la décarburation dans de bonnes limites, *il ne faut pas dépasser une certaine teneur de la scorie en oxyde de fer.* On pourrait vraisemblablement user d'un laitier bibasique sans craindre une décarburation trop active, à condition que l'excès de base ne fût pas constitué par le fer. Mais, ne disposant que d'une proportion relativement faible à d'autres bases, l'affineur rivois trouve entre le protosilicate et le silicate bibasique un laitier encore assez épurant, mais d'un pouvoir décarburant suffisamment réduit.

4° Quant au départ des éléments contenus dans la fonte, il paraît s'effectuer dans un ordre bien marqué. *Le silicium et le manganèse disparaissent les premiers et très-rapidement. Le soufre disparait en même temps, mais peut-être un peu moins vite.* Le carbone, *au contraire, au moins dans le cas de fontes grises, chaudes, un peu graphiteuses, paraît se concentrer d'abord, et, en tous cas, persiste longtemps* : il ne disparaît qu'après un brassage avec les laitiers quelque temps soutenu.

Enfin, et ce n'est pas le fait le moins notable, *le*

cuivre se concentre dans le produit utile de l'affinage (1).

Aux conclusions précédentes, j'ajouterai quelques mots relativement aux avantages et inconvénients de la méthode Rivoise, comme procédé métallurgique.

Supériorité du puddlage pour acier à la méthode Rivoise.

1° *Sous le rapport de la qualité des produits*, la méthode Rivoise, par sa lenteur même, offre certainement des avantages; mais l'énorme poids de fonte travaillé à la fois, les grandes dimensions que cela nécessite dans le foyer, le mode même d'établissement de celui-ci et surtout son brasquage, sont autant de difficultés qui font que le procédé, pour donner un bon produit et surtout un produit à peu près régulier, ne peut être confié qu'à d'excellents ouvriers dont dépend un peu trop le succès de l'opération.

Nous verrons plus loin que le même travail s'effectue plus aisément dans le four à puddler, et, par suite, avec des chances plus grandes de succès.

2° *Sous le rapport économique*, les consommations du procédé Rivois, comparativement aux autres méthodes d'affinage au bois, ne sont pas très-élevées; mais la main-d'œuvre y coûte plus cher, conséquence de la lenteur même du travail.

Sous ce second rapport, on ne pourrait pas, dans

---

(1) Si les fontes n'accusaient pas presque toutes cet élément, on pourrait être tenté d'attribuer la présence du cuivre dans les fontes nos 1, 2, 3, 4, 5, mais surtout dans les nos 2 et 3, à quelque détérioration de la tuyère, faite de ce métal; pourtant, en y réfléchissant un peu, il n'y a rien là de contradictoire avec les affinités connues du cuivre et du fer.

J'ai trouvé, depuis mes analyses, un fait analogue cité dans le *Traité de chimie métallurgique* de M. Rammelsberg (*Lehrbuch der chemischen metallurgie*. Berlin, 1850, page 119.

« Il est remarquable, dit cet auteur, que les fers de Mäg-des-» prung soient plus riches en cuivre que les fontes de même » provenance. — Ce métal semble, d'après cela, ne pas se sé-» parer du tout pendant l'affinage. »

toutes les usines où il s'applique encore aujourd'hui, comparer le procédé Rivois au puddlage pour acier; car pour beaucoup d'entre elles il n'est peut-être pas possible, à l'heure qu'il est, de se procurer des combustibles propres au puddlage, à des conditions de prix supportables (1). Mais pour celles qui le peuvent, il n'y a nul doute que le puddlage serait plus économique que la méthode Rivoise.

Aussi a-t-on déjà, depuis un an ou deux, établi quelques fours à puddler à côté des foyers Rivois de l'Isère. (*Saint-Laurent-du-Pont* et *Allevard.*)

II. Puddlage pour acier.

Il n'y a guère que six ou sept ans que le *puddlage pour acier* est, au moins sous ce nom, classé parmi les procédés métallurgiques; mais on peut dire qu'il date réellement du jour où, comme cela a été fait dans la Loire, vers 1845 ou 1846, par MM. Morel, Petin et Gaudet, on a appliqué les puddlings alors récemment introduits dans les forges sous le nom de fours bouillants, à l'affinage des fontes grises au bois (Franche-Comté, Berry, etc.) sans mazéage préalable. Alors, en effet, on vit, au lieu d'un fer nerveux et mou, sortir du puddlage un fer à grain et dur, rappelant certains fers aciéreux des forges au bois. Cet affinage se faisait déjà sur des soles en riblons un peu plus petites et plus profondes que pour le puddlage ordinaire, avec additions de battitures ou scories riches : les périodes du travail étaient identiques avec celles du puddlage

---

(1) Il faut toutefois remarquer que les progrès sensibles, quoique lents, du puddlage aux gaz de bois ou de charbon de bois permettent d'espérer que les combustibles naturels à flammes ne seront pas toujours une *condition* SINE QUA NON de l'*application* du réverbère à l'affinage de la fonte.

actuel pour acier, sauf la dernière, pendant laquelle on s'efforçait de parachever la décarburation, rendue plus difficile par la protection d'une couverture de laitiers contre l'action de l'air.

Il n'y avait de là au puddlage pour acier qu'un pas à faire : il a été fait vers 1851 ou 1852, mais en Allemagne, dans les aciéries de la Westphalie.

La question de la fabrication de l'acier puddlé ne paraît cependant pas avoir été posée dans ces contrées comme une conséquence du travail du fer, mais comme un problème distinct réclamant une solution toute particulière, et surtout des moyens d'exécution nouveaux. Par là s'explique la variété des procédés qui, après les premiers succès de l'usine de Lohe, près de Siegen, furent proposés pour l'obtention de l'acier puddlé.

Pour les uns, et ce sont les plus nombreux parmi les inventeurs qui s'attachèrent à la question, certaines natures d'additions étaient une panacée infaillible pour la transformation d'une fonte quelconque en acier supérieur; pour les autres, les formes et dimensions du puddling étaient l'objet de modifications non moins importantes : enfin il n'y eut pas jusqu'aux températures du puddling, aux divers instants de travail, qu'on ne prétendît devoir fixer entre des limites étroites, en dehors desquelles il n'y avait pas d'acier à espérer; les uns proposant des températures élevées, les autres un puddlage froid.

C'est sous le régime de ces recettes diverses que les premiers essais de fabrication de l'acier puddlé furent faits par des ouvriers et contre-maîtres allemands, vers la fin de 1854 ou au début de 1855, dans le bassin de la Loire.

Exposé succinct du procédé de puddlage

Mais dans une contrée où le puddlage des fontes chaudes, en crasses et à haute température, était déjà

Pour acier, le plus généralement suivi aujourd'hui dans la Loire.

répandu, quelque temps de pratique des procédés apportés par les Allemands a suffi pour en faire ressortir les vrais principes et pour en débarrasser l'application de toutes complications inutiles. A l'heure qu'il est, et depuis un certain temps déjà, la plupart des aciéries de la Loire, de même que plusieurs grands établissements de forges et constructions de machines, en France et en Belgique (Seraing, le Creusot, etc.), font le puddlage pour acier, ainsi que je vais le résumer. Après ce résumé du procédé général, j'indiquerai quelques-unes de ses modifications et leur raison d'être.

Disposition et dimensions des puddlings pour acier.

Les dimensions des puddlings sont :

1° *Suivant l'horizontale :*

SOLE : de 1^m 50 à 1^m,60 de long sur 1^m,35 à 1^m,40 de plus grande largeur.

GRILLE : 0^m,90 à 1 mètre de long sur 0^m,90 de large.

Grand autel : largeur, 0^m,70 à 0^m,80 ; longueur, 0^m,25 à 0^m,35.

Petit autel : largeur, 0^m,35 à 0^m,40 (largeur même du rampant).

2° *Suivant la verticale :*

	mèt.		mèt.
Hauteur de la voûte au-dessus de la grille. . .	0,60	à	0,75
Hauteur du pont au-dessus de la grille.	0,35	à	0,45
Hauteur des faces supérieures des deux autels, au-dessus de la plaque de fonte de sole. . . .	0,35	à	0,40
Hauteur des scories (riblons brûlés) au-dessus de la même plaque.	0,10	à	0,15
Soit profondeur réelle de la sole sous le pont. .			0,25
Profondeur de la sole sous le seuil de la porte de travail.	0,20	à	0,25
Hauteur de la voûte au-dessus de la sole dans l'axe de la porte de travail.	0,65	à	0,70
Hauteur de la voûte près du rampant.	0,55	à	0,60

Comme dimensions, ces fours ne diffèrent donc des puddlings ordinaires généralement usités dans la Loire, que par des hauteurs de voûte moins considérables et par un surbaissement de celle-ci beaucoup plus mar-

qué. Le rampant est généralement disposé sensiblement en contre-bas de la sole; il aboutit à une cheminée spéciale, munie d'un registre qui puisse fermer hermétiquement, afin que l'ouvrier soit toujours parfaitement maître du tirage : cette dernière condition est de toutes peut-être la plus importante.

La sole est une partie délicate dans ces appareils. Faite, le plus souvent, de riblons brûlés dont on est obligé de renouveler une partie à la fin de chaque poste, elle doit avoir une certaine épaisseur, pour que la plaque de fonte qui lui sert de support ne puisse éprouver une action trop vive du feu; mais il me paraîtrait avantageux de ne pas dépasser non plus une certaine épaisseur, afin que cette sole pût être rafraîchie par l'air extérieur. Les parois et les autels sont formés par des canaux en fonte recouverts de scories à l'intérieur, et encastrés d'autre part dans la maçonnerie réfractaire. Ils sont traversés tantôt par des courants d'eau, tantôt par des courants d'air : ce second moyen est généralement préféré au premier, parce qu'il n'entraîne pas une aussi forte consommation de combustible. (Voyez plus loin.)

Nature des fontes soumises au puddlage pour acier.

En se bornant pour le moment aux aciéries proprement dites, les fontes qu'elles puddlent pour acier sont : les fontes blanches lamelleuses ou grises de la *Savoie* et de l'*Isère*, les fontes généralement grises ou truitées de l'*Allelik*, de *Corse* (*Toga* et *Sollenzara*); quelques variétés grises de *Franche-Comté* et du *Berry*.

Les hauts fourneaux récemment construits dans les Pyrénées-Orientales (*Ria*, *massif du Canigou*) commencent à fournir aux puddleries de la Loire leur part d'approvisionnement. Certaines fontes d'Allemagne (*Styrie*, *bords du Rhin*), et *même les fontes de Suède*, ont été traitées aussi dans quelques usines, mais plutôt à titre d'essai que dans un roulement continu.

En résumé, on recherche pour le puddlage en acier les mêmes qualités de fontes qu'on traitait auparavant dans les aciéries au bois, c'est-à-dire des fontes manganésées, et généralement *pures* ou *peu chargées de silicium*, *soufre* ou *autres éléments; mais, avant tout, on recherche les fontes un peu chaudes, comme les fontes grises d'Afrique, de Corse et de l'Isère.*

Comme exemple du travail et de la nature des produits du puddlage, je citerai une des opérations que j'ai suivies, et dans laquelle on traitait au mélange de 80 kil. *Allelik* et 120 kil. *Sollenzara* : la première était *grise très-graphiteuse;* la seconde était *truitée grise*.

Travail du puddlage. 1re période. Chargement. Confection de la sole.

La sole ayant été réparée ou faite à neuf (1), et le four étant amené à une bonne chaleur blanche, on jette sur la sole 25 ou 30 kil. de crasses de marteau et de battitures tombées aux laminoirs d'étirage.

La proportion de ces additions varie avec la nature des fontes : celles qui, comme les fontes blanches, ont une tendance à produire par elles-mêmes une notable quantité de scories, et de scories grasses surtout, ne demanderont que 15 à 20 kil. d'additions, tandis que les fontes grises, comme certaines variétés très-graphiteuses de l'Allelik, en réclameront jusqu'à 30 et 35 kil. Il va sans dire aussi que la nature de ces additions peut varier avec celle des fontes. Après les additions, qu'on

(1) Pour faire une sole neuve, on fait brûler du riblon, autant que possible de menus fers de bonne qualité; quand ils sont brûlés et ramollis, on égalise la sole en ayant soin de bien garnir de scories les côtés du four et les auteis. En laissant refroidir lentement le four, on détache avec soin les parties restées solides afin d'obtenir une surface aussi unie que possible. Au lieu de riblons, on se sert également bien de minerais de fers riches et réfractaires, comme certains fers oligistes. Pour la réparation qui se fait après chaque poste de douze heures, on fait brûler de la même manière 40 à 60 et quelquefois 80 kil. de riblons avec lesquels on rétablit le glacis de la sole.

jette généralement sur le pourtour de la sole, on introduit la charge de fonte : elle était de 200 kil. dans l'opération dont je m'occupe; mais, en général, on gagne beaucoup en sûreté dans le travail, en bornant la charge à 170 ou 180, et même à 160 kil.

1re période. Fusion.

La charge introduite, la grille piquée au préalable, mais après piquage, parfaitement regarnie de combustible, afin d'éviter les cheminées d'air, on lève le registre, on ferme exactement la porte, et la fusion commence à feu plein. Pendant toute cette période, on charge de la houille toutes les 12 ou 14 minutes. En 12 ou 15 minutes, les additions sont fondues et forment un bain de 2 à 3 centimètres de hauteur, s'ajoutant ainsi au peu qui pouvait rester sur la sole au début de l'opération : déjà l'on voit, à ce moment de l'opération, au bas des fragments de fonte ramollis, se dégager quelques bulles et flammèches. Au bout de ce premier quart d'heure, les ouvriers doivent retourner tous les fragments de fonte sur la sole. La fonte n'est complétement fondue que 40 ou 45 minutes après le chargement. A cette époque du travail, le four est au blanc très-vif, le bain est complétement liquide. On voit se dégager de temps en temps quelques bulles gazeuses qui soulèvent le bain là où elles passent. Le crochet ou rabot introduit dans cette masse y trace un sillon qui se referme presque immédiatement. Chaque fois que le crochet entre dans le bain et touche la fonte, on voit jaillir plus ou moins d'étincelles : c'est à ce caractère que les ouvriers reconnaissent le plus ou moins de crudité que présente la fonte après la fusion; ils peuvent par là préjuger si elle sera *rebelle* ou *non* à l'affinage.

En tous cas le brassage ne doit commencer que lorsque tout le bain présente cette fluidité parfaite.

3e période. Brassage à température réduite; adoucissement de la fonte. Incorporation réciproque de la fonte et du laitier.

Le registre est baissé presque complétement, une flamme très-fumeuse sort par la porte de travail, le brassage commence avec cette réduction du tirage et par conséquent de la chaleur du four. En 15 20 ou 30 minutes de ce travail, le bain s'épaissit notablement et on le voit peu à peu se gonfler et se soulever; mais pendant tout ce temps, le brassage se fait encore parfaitement et le crochet projette des étincelles aussi longtemps qu'il reste de la fonte liquide ou crue.

Il est de première importance qu'au début de cette troisième période, le régime calorifique du four soit assez élevé pour que la réduction du tirage ne soit pas suivie d'un abaissement trop brusque de température.

J'ai vu, en effet, dans des opérations de fin de semaine surtout, alors que les fours usés, agrandis, prennent et conservent difficilement leur chaleur, j'ai vu, dis-je, des bains s'épaissir subitement à la surface, la masse épaissie se composant d'une partie de la fonte enveloppée dans le laitier, mais une autre portion de celle-ci mieux garantie du refroidissement par la couverte que forme la première et par le contact de la sole, restait liquide, continuant à lancer des étincelles.

En pareil cas, l'ouvrier est obligé de relever la chaleur du four en ouvrant de nouveau le registre; mais, pendant ce coup de feu, la partie de fonte prise dans le laitier s'affine et produit un bouillonnement partiel, tandis que celle qui est demeurée liquide n'éprouve aucun changement important. De là une irrégularité incompatible avec la production d'un acier homogène, même en supposant que l'ouvrier, consentant à un déchet inévitablement plus fort, parvienne à faire *revenir* sa charge.

Les mêmes inconvénients se produisent quelquefois au début d'une semaine, parce qu'alors le four n'a pas atteint un régime calorique assez élevé.

Aussi, dans un certain nombre de puddleries pour acier, commence-t-on et finit-on la semaine par quelques affinages pour fer; dans d'autres, *où l'on tient à conserver la qualité du laitier*, on aime mieux chauffer le four à vide que de travailler en fer.

Au contraire, quand au début de la troisième période, le four présente un excès de chaleur, pendant que le brassage est mené d'une manière énergique, le bain se refroidissant lentement, la fonte et le laitier *s'incorporent intimement*, pour ainsi dire, *molécule à molécule*, et donnent une masse pâteuse qui se boursoufle et monte peu à peu. Alors on relève le registre et on entre dans la quatrième période.

Le temps pendant lequel l'ouvrier doit tenir son registre bas ou même fermé dépend beaucoup aussi de la nature des fontes.

S'il traite une fonte rebelle à l'affinage (comme la plupart des fontes grises) une fonte qui sera encore un peu crue lors de l'épaississement, il doit augmenter la durée de cette troisième période. En agissant autrement, il s'exposerait, dès le premier coup de feu de la quatrième période, à voir la fonte repasser à l'état liquide; alors la charge, au lieu de monter, semble rétrograder.

Les fontes grasses, loupantes (c'est-à-dire, les fontes blanches) *montent*, au contraire, avec une facilité extraordinaire, et le ravivement du feu qui marque le début de la quatrième période fait rarement, avec elles, rétrograder la charge.

4e période. Bouillonnement. Brassage à température croissante.

Quoi qu'il en soit des divers accidents de la troisième période, quand la charge progressivement devenue pâteuse par l'incorporation réciproque de la fonte et du laitier, commence à monter en se boursouflant, on lève partiellement le registre et on ranime le feu peu à peu.

Le bouillonnement devient ainsi de plus en plus considérable ; le bain, qui jusque-là s'était tenu notablement au-dessous de la porte de travail, monte rapidement au dessus du seuil de cette ouverture ; il semble même, à certains moments, s'élever jusqu'à la voûte du four : en même temps, de nombreuses bulles de gaz oxyde de carbone viennent s'enflammer à la surface de la fonte en ébullition. Pendant tout le temps que dure cette effervescence, l'ouvrier doit continuer à brasser énergiquement au rabot. On voit une multitude de points solides ou grumeaux d'abord rouges, puis de plus en plus blancs, montant et descendant alternativement, comme soulevés dans le laitier par les gaz qui l'agitent et maintenus au-dessus de la sole par les remous de la masse liquide, sous l'influence d'un brassage énergique.

Au fur et à mesure que ces grumeaux blanchissent, ils deviennent plus soudants et généralement, au bout de 20 à 25 minutes, le brassage avec effervescence cesse ; le puddleur, à l'aide du ringard biselé, ramasse les grains d'acier, les tourne et retourne dans le laitier, en les agglomérant peu à peu : l'effervescence tombe presque entièrement, le registre, qui avait été levé progressivement jusqu'à la moitié ou aux trois quarts de sa hauteur, étant à ce moment de nouveau abaissé ; on entre dans la cinquième période, avant le début de laquelle il faut que la grille ait été chargée, de manière à n'avoir plus à y toucher jusqu'à la fin du travail.

5e période. Confection des loupes d'acier.

Armé d'abord du rabot, puis du ringard biselé, le maître puddleur rassemble les parties d'acier au milieu du laitier, en fait une première loupe de 30 à 35 kil. ; aussitôt rassemblée et soudée, elle est extraite et portée au marteau cingleur (généralement au marteau pilon) et de là, assez souvent, au laminoir dégros-

sisseur. Chacune des quatre ou cinq autres loupes se fait par un travail semblable et se cingle ou se lamine de la même manière. Assez généralement on trempe la dernière loupe, on la casse et c'est à son grain qu'on juge le travail des puddleurs sur chaque charge.

Résultats du procédé décrit.

Durée totale de l'opération.

La cinquième période ne doit durer au plus que 6 ou 7 minutes : il faut considérer en effet, que les laitiers étendus alors en couche de quelques centimètres d'épaisseur sur la sole ne suffisent plus à protéger absolument les massaux d'acier, contre l'action de l'air; et, quoique le registre soit abaissé, un séjour prolongé des loupes dans le four les altère très-notablement.

En se reportant à ce qui a été dit des durées de chaque période, on voit que la durée totale de l'opération varie, pour des mélanges où la fonte *grise* ou *truitée-grise* domine, entre 1 heure 3/4 et 2 heures, ainsi réparties :

	minutes.
1re période. — Réparations de la sole, piquage de la grille, chargement	7
2e période. — Fusion	40 à 45
3e période. — Adoucissement et incorporation réciproque de la fonte et du laitier	25 à 30
4e période. — Brassage, effervescence	20 à 25
5e période. — Confection des loupes	6 à 8
Temps perdu entre deux charges	5
Total	1h 43' à 2h

Quand le travail est bien conduit sur les soles en riblons, le déchet peut ne s'élever seulement qu'à 4 ou 5 p. 100, compté sur la fonte chargée : au maximum, il atteint 10 à 12 p. 100, particulièrement quand, dans les charges, il entre une certaine quantité de fontes blanches, grasses et loupantes, ou encore quand la charge ne prend pas une grande fluidité.

Comme main-d'œuvre de puddlage proprement dit,

certaines usines n'emploient qu'un maître puddleur et un aide par 12 heures, tandis que d'autres appliquent à chaque four, pendant le même temps, un maître puddleur et deux aides. La production moyenne d'un puddling à acier étant de 8 à 900 kil. pendant le même temps, et la journée moyenne de 5 francs, il en résulte que la main-d'œuvre sera généralement comprise entre 1f,25 et 1f,70 par 100 kil. Ajoutant à cela 0f,25 de main-d'œuvre accessoire et de martelage des massaux, on arrive à 1f,50 ou 2 fr. de main-d'œuvre totale maximum par 100 kil. d'acier en massaux martelés.

La consommation en houille varie entre 130 et 150 p. 100 d'acier; elle atteint exceptionnellement 160 à 180, mais avec des qualités de combustible tout à fait secondaires; les premiers chiffres se rapportent à de bonnes houilles (gailleterie ou châtilles propres) 130 étant le taux de consommation des fours bouillants à courant d'air et 150 celui des puddlings à courant d'eau.

Qualités de l'acier obtenu.

Le procédé de puddlage sur sole en riblons, avec additions exclusivement composées de battitures, produit généralement un acier *doux un peu mou*, dont la texture rappelle souvent *le fer à grains* plutôt que *l'acier proprement dit.* Il convient bien à la confection des grosses pièces de machines et constructions, pour lesquelles on le fond en lingots d'un travail assez facile au forgeage; il convient également bien à la fabrication de rails et aiguilles; il donne des paquets plus commodes à souder et à étirer que l'acier plus dur; enfin on l'applique aussi à la cémentation pour aciers fondus ou étirés. Mais, pour les usages auxquels s'appliquaient anciennement les aciers naturels au bois, il faut un choix sévère qui, parmi les produits du procédé qui m'occupe, écarte les variétés trop douces, trop voisines du fer, car, au réchauffage et dans les élaborations ultérieures, elles

deviennent pailleuses et tout à fait hétérogènes. On n'admet pour ces usages que les variétés dures, à grain d'acier bien franc ; mais elles sont en plus faible proportion que les premières et, pour les obtenir, il faut des *fontes spéciales* : les fontes grises un peu siliceuses et chaudes paraissent les plus convenables sous ce rapport.

Nous verrons plus loin par quels artifices on peut parvenir autrement à plus de dureté et d'homogénéité dans le produit, mais on les comprendra mieux quand les analyses que je vais rapporter auront établi la nature des réactions du puddlage décrit ci-dessus.

Analyses des produits du travail précédent
Fontes et laitiers.

Les fontes brutes soumises au puddlage renfermaient les proportions suivantes, de *carbone*, *silicium* et *manganèse* :

	Allélik.	Sollenzara.
Carbone. . . .	3,65	4,20
Silicium. . . .	1,13	2,06
Manganèse.. .	2,11	traces.

Le soufre n'a pas été dosé exactement, mais il existe dans ces fontes en très-minime proportion. L'analyse n'a pas décelé trace de *phosphore* ni de *cuivre*.

D'après ces résultats et les proportions d'Allélik et de Sollenzara contenues dans la charge, les teneurs moyennes de celle-ci, en les mêmes éléments, étaient :

(A)		
	Carbone.	3,980
	Silicium.	1,658
	Manganèse.	1,055

Je rappelle que les additions dans la charge dont j'ai suivi l'élaboration étaient composées *de battitures et de crasses de marteau;* par conséquent elles tiennent aux environs de 90 à 92 p. 100 d'oxyde de fer, le complément à 100 étant composé d'un peu de laitier, de sable et poussières diverses.

J'ai puisé dans le bain, pour en retirer *de la fonte* et *du laitier*, à trois moments de l'opération : les deux premières prises d'essai ont été faites sur trois points différents de la sole.

1° A la fin de la seconde période, alors que le bain était parfaitement liquide, légèrement ondulé par le dégagement de quelques bulles gazeuses. (FONTE n°s 1, 2, 3; LAITIER n° 1.)

2° Un quart d'heure après, l'épaississement ne s'étant pas encore produit et l'effervescence étant toujours très-réduite. (LAITIER n° 2; FONTE n°s 1', 2', 3'.)

3° Vingt-cinq ou trente minutes après, l'effervescence étant à son maximum d'intensité, *la fonte* et *le laitier* ne pouvant plus se prendre isolément, et devant être séparés par triage, après le refroidissement de la prise d'essai. (FONTE 1'', 2'', 3''; LAITIER n° 3.)

4° Enfin, après la confection et l'enlèvement des loupes, j'ai recueilli du laitier de la couche restée sur la sole. (LAITIER n° 4.)

Voici d'abord les résultats de l'analyse des laitiers (1):

(B)	N° 1.	N° 2.	N° 3.	N° 4.
Silice	14,50	17,50	15,00	14,50
Protoxyde de fer	83,12	81,14	82,00	83,50
Oxyde de manganèse. Traces d'autres bases.	2,38	1,36	3,00	2,00
	100,00	100,00	100,00	100,00

Rapport moyen de l'oxygène des bases à celui de la silice $= \frac{2 \text{ à } 2,50}{1}$.

Les fontes m'ont accusé les teneurs suivantes en *carbone*, *silicium*, *manganèse* :

(C)	N° 1.	N° 2.	N° 3.	N^{os} (1'	2'	3').	N^{os} (1'' 2'' 3'').
Carbone	5,30 / 5,25	5,15	5,18	4,75	4,66	4,66	3,50
Silicium	moyenne des trois = 1,059			0,48	0,48	0,48	0,20
Manganèse	moyenne des trois = 0,716			n. dosé	0,30	0,65	traces non dosées.

(1) Je ferai, au sujet de la teneur de ces laitiers en oxyde de fer, la même remarque qu'à la page 94 sur les laitiers Rivois : comme ceux-ci, les premiers renfermaient de faibles proportions de fer métallique et de peroxyde de fer.

Discussion des résultats d'analyses et du procédé de puddlage en battitures, sur sole en riblons.

Les résultats (B) montrent d'abord que le laitier CHANGE EXCESSIVEMENT PEU, depuis le début jusqu'à la fin de l'opération : à peine le voit-on un peu moins basique, dans les périodes intermédiaires, qu'aux moments extrêmes du travail : en outre, IL EST EXTRAORDINAIREMENT RICHE EN OXYDE DE FER. Ces deux propriétés du laitier tiennent évidemment à la nature même de la sole et des parois du puddling : les battitures laissées là par les riblons brûlés doivent tendre, en passant dans le laitier, à le ramener toujours au maximum de saturation en oxyde de fer; elles jouent là un rôle exactement inverse de celui de la brasque dans le foyer Rivois.

L'absence de cendres de combustibles, peut-être aussi une teneur plus réduite des fontes en manganèse, enfin la règle que suit le puddleur en battitures sur sole en riblons, de ne jamais amaigrir son laitier par addition modérée de quartz, pratique assez fréquente, au contraire, chez l'affineur Rivois, tous ces faits complètent l'explication des différences qu'on observe entre les laitiers des deux procédés.

1re et 2e période. Élimination rapide du silicium et du manganèse. Accroissement de la teneur en carbone.

Si des laitiers nous passons à la fonte, nous voyons qu'à la fin de la deuxième période, alors que le bain est d'une liquidité parfaite, que les laitiers sont en nappe mince au-dessus de la fonte fluide, *celle-ci tient une proportion de carbone d'un quart supérieure à celle de la fonte brute, tandis qu'elle a perdu plus du tiers de son silicium et un tiers de son manganèse.*

Ces résultats concordent d'une manière frappante avec ceux constatés par MM. Johnson et Crace Calvert (*Annales de physique et de chimie*, avril 1858): une fonte grise brute qui tenait 2,27 de *carbone* et 2,72 de *silicium*, après fusion sur la sole d'un puddling, sous une couverture de laitiers, leur a donné 2,73 de *carbone* et

0,91 de *silicium*, c'est-à-dire *qu'elle avait gagné à peu près un sixième de son contenu en carbone et perdu un peu plus du tiers de son silicium.*

Les résultats de l'analyse des six échantillons de mes deux premières prises sont d'ailleurs trop constants pour que cette surélévation de la teneur en carbone soit accidentelle. Comme, à partir de la troisième période, le contenu en carbone va, au contraire, en diminuant, il convient, avant d'aller plus loin, de chercher la raison de l'APPARENTE ANOMALIE que présente la fonte pendant la fusion sur la sole du puddling.

A quelles influences sont soumis les fragments de fonte pendant la fusion?

A l'action simultanée d'une chaleur blanche, de laitiers basiques et de l'air. La chaleur les ramollit et finit par les fondre; mais aussi longtemps qu'ils demeurent solides, leur partie inférieure seule est baignée par le laitier déjà fondu; presque toute leur surface est donc exposée au courant de gaz de la chauffe; or on sait que sous l'influence du tirage plein qu'on donne alors au four, ce courant est fortement oxydant, quelque bien garnie que soit la grille.

Nous avons remarqué précédemment les quelques bulles de gaz qui, lors du retournement, se dégagent au bas des fragments de fonte ramollis : il y a donc action du laitier sur la fonte ramollie ou fondue; il y a certainement décarburation, mais elle ne peut être que tout à fait partielle, et presque insignifiante à la partie des fragments qui touche la sole. Au contraire, la plus grande partie de la surface, découverte comme elle l'est, doit éprouver une oxydation énergique.

Mais cette oxydation s'exerce-t-elle sur tous les éléments de la fonte, ou seulement sur quelques-uns?

Il est un élément, le graphite, dont l'oxydation par l'air est bien peu probable, surtout lorsqu'il se trouve au contact du fer, non saturé de carbone, porté à la chaleur blanche et ramolli. La résistance du graphite isolé à l'action comburante de l'air est facile à constater quand, dans les laboratoires, on incinère les résidus de l'attaque des fontes très-limailleuses aux acides et au chlore.

Des expériences directes ont d'ailleurs démontré (voy. Valérius, *Fabrication de la fonte*, 1851, page 20) que le carbone libre ou graphite des fontes n'éprouve qu'une action oxydante très-lente ou insignifiante de la part des oxydes de fer à haute température : aussi, pour l'adoucissement des fontes par les poudres oxydantes, choisit-on des fontes blanches, et encore certaines variétés peu chargées de graphite.

Le pouvoir dissolvant du fer et de la fonte non saturés de carbone, par rapport au graphite, est de même établi par des expériences incontestables; parmi celles qu'on pourrait rappeler, j'en citerai d'abord une fort remarquable de Karsten.

Ayant projeté du soufre dans un bain de fonte grise qui tenait :

Carbone combiné. . .	0,6253	Carbone. Total : 3,9372
Graphite.	3,3119	
Soufre.		0,0286

Karsten a trouvé, sous une couverture de fer sulfuré, *de la fonte blanche miroitante* qui renfermait :

Carbone combiné.	5,4878
Soufre.	0,4464

D'après cela, il est évident qu'une partie du fer de la fonte grise s'unit au soufre, donne du sulfure de fer qui s'isole presqu'en totalité du bain, tandis que le

reste du fer se sature de graphite, ce dernier passant ainsi à l'état de carbone combiné.

Une expérience plus récente de M. Sainte-Claire-Deville constate le même fait de dissolution du graphite, dans le fer ou dans la fonte, sous l'influence d'un autre corps simple : sous l'influence du chlore (*Annales de physique et de chimie*, 3e série, tome XLIX, page 72).

Ce chimiste éminent rapporte qu'il a pu se procurer du charbon cristallisé en faisant fondre, dans une nacelle de porcelaine, de la fonte de fer et y faisant passer un courant de chlorure de carbone. « Au contact du fer » (de la fonte), dit-il, le chlorure est décomposé et le » charbon qui se forme ainsi *se dissout* dans le bain » métallique jusqu'à ce qu'il en soit saturé. Cette sa- » turation s'opère ici par deux causes : d'abord par » le charbon que fournit à chaque instant le chlorure de » carbone, et ensuite parce que le fer s'échappe du » bain à l'état de chlorure volatil. Aussi, au bout de » peu de temps, on peut voir la surface métallique se » couvrir de petites lames hexagonales, brillantes et » irisées, avec un éclat bien plus considérable que le » graphite artificiel. »

Plus loin, M. Sainte-Claire-Deville ajoute et démontre que l'expérience ne réussirait pas si à la fonte on substituait un métal comme l'aluminium, le sodium ou le zinc, incapable de dissoudre le charbon.

Dans les deux expériences que je viens de rappeler, la concentration par dissolution du carbone dans la fonte est activée par les combinaisons du fer avec deux corps simples pour lesquels il a une très-grande affinité, combinaisons qui d'ailleurs se séparent de la masse dès qu'elles sont produites.

Les faits qui précèdent se résument ainsi : *très-faible affinité du graphite*, soit *pour l'oxygène libre des gaz de*

la chauffe, soit *pour l'oxygène des laitiers : affinité dissolvante très-grande du fer ou de la fonte non saturée de carbone pour le graphite.*

Dans ces conditions n'est-il pas assez évident qu'à chaque instant de la fusion et à la surface de chaque fragment de fonte grise ou truitée, une partie du fer et quelques autres éléments, comme le silicium et le manganèse, dont les affinités pour l'oxygène à haute température sont si puissantes, vont s'oxyder, se fondre et se dissoudre dans le laitier, tandis que le reste de la fonte, le cœur des fragments, va dissoudre le graphite et tendre à se saturer de carbone combiné? Pour moi, le rapprochement entre ce mode de concentration du carbone et ceux qu'ont observés MM. Karsten et Sainte-Claire-Deville, me paraît très-nettement motivé. Dans les expériences de ces deux chimistes, la concentration se fait sous l'influence du soufre ou du chlore : sur la sole du puddling, elle se fait sous l'influence de l'oxygène des gaz de la chauffe.

On trouverait la confirmation pratique de cette manière de voir dans les différences que présentent la fonte blanche et la fonte grise soumises à l'action de l'air à haute température.

On s'assurerait d'ailleurs, par un calcul des plus simples, que la proportion de fer qu'il faut brûler pendant la fusion pour produire, suivant cette théorie, une pareille concentration de carbone, n'est pas exagérée, en présence, d'une part, du déchet ordinaire du puddlage, et en tenant compte, d'autre part, de la réduction postérieure d'une partie de l'oxyde ainsi formé par les éléments éliminés de la fonte.

Avant de laisser cette question d'accroissement de la teneur du bain en carbone, je remarquerai encore que, dans le procédé Rivois, tout en constatant que la fonte

ne perdait pas de carbone dans la période de fusion, nous n'avons pas observé qu'elle en gagnât notablement. Il est à peine nécessaire, ce me semble, de rappeler que les conditions des deux procédés sont toutes différentes sous ce rapport : sur la sole du puddling, il est impossible d'éviter l'action de l'air sur la fonte, tandis que dans le foyer Rivois je me suis attaché à faire ressortir la nullité à peu près absolue de cette action sur la fonte pendant le même temps.

Enfin c'est à l'influence de l'air sur la sole du puddlage qu'il faut surtout attribuer la difficulté de traiter seules pour acier les fontes blanches, même les fontes blanches lamelleuses : il en résulte, ainsi qu'il a été exposé précédemment, que l'on recherche surtout les fontes grises, graphiteuses.

Reprenant l'examen des produits de l'affinage, nous avons donc, à la fin de la seconde période, *une fonte liquide où le carbône de la presque totalité de la charge s'est concentré*. Cette concentration produite par redissolution du graphite dans la fonte amène tout le carbone à l'état combiné ou dissous, c'est-à-dire à l'état le plus favorable pour son action réductive sur l'oxyde de fer des laitiers basiques qui recouvrent la fonte.

3e période. Disparition de plus en plus marquée du silicium et du manganèse; conservation relative du carbone.

La troisième période est marquée par un abaissement de la chaleur du four; le brassage commence pour finir par l'incorporation de la fonte dans le laitier.

La seconde prise d'essai nous montre ce qui se passe dans le bain, au moins dans la première moitié de cette période. En un quart d'heure nous voyons le carbone baisser de 5,20 (moyenne) à 4,66. Le silicium et le manganèse se réduisent, le premier de plus de moitié et le second de plus du tiers; *ils continuent donc à disparaître sensiblement plus vite que le carbone*.

Quant au laitier, il varie peu; pourtant il devient alors un peu moins basique. Or, dès le début de la troisième période, la fonte recouverte de laitier ne peut guère subir l'action de l'air, la simple vue du four le démontre suffisamment (1). Le dégagement de bulles et flammèches d'oxyde de carbone, le léger appauvrissement du laitier, tout concourt à prouver que la fonte s'affine alors par l'action exclusive des laitiers.

Mais aussi longtemps que les matières demeurent fluides, il se fait entre elles, en raison de leurs différences de densité, un départ continuel : par suite, elles réagissent faiblement et très-lentement l'une sur l'autre. Nous verrons plus loin qu'on parvient, même en cet état, à affiner complétement; mais il faut alors beaucoup plus de temps et de combustible, en même temps qu'un plus long séjour des matières dans le four augmente les chances de déchet.

Aussi préfère-t-on en général procéder à l'incorporation du laitier et de la fonte par un abaissement progressif de la chaleur du four.

Lorsqu'on évite les divers accidents signalés précédemment pendant cette période, la fonte demeure, pendant toute la troisième période, ou inférieure au laitier ou enveloppée par lui : elle est ainsi protégée contre l'action de l'air qui, d'ailleurs, en raison de la fermeture du registre, arrive en proportion très-réduite sur la sole.

Les changements de la fonte pendant toute cette période sont donc exclusivement dus à l'action du laitier; le dégagement d'oxyde de carbone continue en effet et devient d'autant plus grand qu'on s'approche davantage de la quatrième période.

---

(1) La fonte ne peut être atteinte par l'air qu'au moment de l'introduction des rabots ou crochets.

Le coup de feu progressif par lequel on procède ramène la fluidité dans les masses en même temps qu'un excès d'air sur la sole.

4° période. Départ du carbone.

La fonte recueillie à ce moment, n° 1″ 2″ 3″ perd ses dernières parties de silicium et de manganèse, et sa teneur en carbone s'abaisse alors très-rapidement : de 4,66 à 3,50.

A partir de cet instant, ici, comme dans la méthode Rivoise, il devient difficile de faire des prises régulières à cause de la dispersion où l'effervescence tient les grains de fonte ou d'acier au milieu du laitier soulevé ; mais l'observation attentive de l'état des matières dans le four ne permet pas de douter que les modifications de la fonte accusées par l'échantillon (1″ 2″ 3″) se produisent pendant toute la quatrième période et sous l'influence des mêmes agents.

En effet, les grains de fonte ou d'acier demeurent enveloppés dans le laitier, au milieu duquel ils sont en mouvement continu : ils se ramollissent de nouveau, mais alors ils sont saisis de toutes parts par l'oxyde de fer du laitier et se solidifient rapidement : il est difficile que l'air atmosphérique exerce sur eux une action un peu énergique. Au contraire, le dégagement d'oxyde de carbone assigne dans la réduction des laitiers par le carbone, d'une part, et dans le passage du fer de ceux-ci dans la fonte, d'autre part, une double cause à la décroissance de la teneur en carbone, à la solidification de la fonte et à sa transformation progressive en masse aciéreuse, de plus en plus soudante.

Les grumeaux d'acier, par le brassage, tendent déjà à s'agglomérer entre eux : cet effet est d'ailleurs provoqué par l'ouvrier à la fin de la quatrième période.

Cette agglomération réduit naturellement le nombre des points de contact de l'acier et des laitiers, et

modère l'action de ceux-ci sur le premier. Aussi voyons-nous, à partir de cet instant, l'effervescence tomber peu à peu; le laitier s'étale sur la sole et les parties d'acier affleurent dans ce bain, et, pour la première fois depuis la fin de la deuxième période, la masse ferreuse est exposée à l'action de l'air affluant sur la sole. Aussi le puddleur abaisse-t-il son registre un peu avant la fin de cette quatrième période, afin de diminuer la proportion d'air libre introduite dans le four.

5e période. Confection des loupes d'acier.

La confection des loupes se fait aussi promptement que le peut l'ouvrier, à registre presque entièrement clos. Quelque précaution qu'il prenne cependant, à ce moment du travail, il ne peut éviter une décarburation qui se manifeste surtout dans les loupes qui séjournent le plus longtemps, c'est-à-dire les dernières; elles sont toujours moins dures que les premières. Mais, en admettant cet effet, peut-on l'attribuer exclusivement à l'action de l'air, et doit-on craindre qu'il se produise à ce moment un déchet notable?

Je ne le pense pas. Les parties aciéreuses roulées dans le laitier en sont comme vernissées, et il me paraît probable que l'adoucissement des dernières loupes tient à l'action superficielle des laitiers plus longtemps prolongée, peut-être autant qu'à celle de l'air. Cette action des laitiers se poursuit d'ailleurs jusque pendant le martelage; comme preuve, je signalerai les flammèches d'oxyde de carbone qui jaillissent des loupes pendant cette dernière manipulation. Tenant compte d'ailleurs du peu de durée de la confection des balles d'acier et de l'abaissement du registre, il me semble que le déchet que l'air peut produire pendant cette opération est assez peu considérable. Une cause de pertes plus importante gît dans la dissémination de particules d'acier au milieu du laitier et qui peuvent

échapper à un ouvrier attentif, lors de la confection des loupes.

Causes et importance du déchet dans ce travail.

En définitive, le déchet du puddlage pour acier en battitures et sur sole en riblons *viendrait donc surtout du départ de* 5 *à* 6 *p.* 100 *de carbone, silicium, manganèse, sable, d'une part, et de la quantité de fer oxydé pendant la deuxième période, en sus de ce qui peut être réduit par les éléments éliminés de la fonte pendant l'affinage, d'autre part.* A ces sources prédominantes de déchet, il faut ajouter *les pertes accidentelles par oxydation pendant le cours du travail* et *les grenailles laissées dans les laitiers* par inattention de l'ouvrier.

Dans le travail Rivois ces deux dernières causes de déchet prédominaient, d'abord parce qu'au début les masses aciéreuses étaient travaillées trop près de la tuyère, et puis parce qu'avec les rives et sornes, il se perd une notable portion de fonte ou d'acier.

Ces causes de déchet sont très-certainement moins sensibles dans le puddlage, où pendant toutes les périodes, à l'exception de la seconde, l'action de l'air peut être combattue assez efficacement, et où la température peut être maintenue bien plus régulière que dans le foyer Rivois.

Que dans le puddlage *on amoindrisse par une fusion rapide* et *avec une fonte fluide* les chances d'oxydation, et il n'est pas douteux qu'on ne puisse retirer en acier poids pour poids de fonte.

Influence de la nature des laitiers sur la qualité de l'acier.

Nous avons vu que l'acier obtenu par le puddlage en battitures sur riblons est généralement doux et un peu mou.

Si l'on se reporte aux remarques, qu'en parlant du travail Rivois, j'ai présentées au sujet de l'influence de laitiers trop basiques sur la qualité de l'acier obtenu, on reconnaîtra aisément, aux différences de composi-

tion des laitiers des deux procédés, que la mollesse et la douceur de l'acier, puddlé comme il vient d'être dit, sont dues exclusivement à une trop forte teneur de la scorie en oxyde de fer.

Avant de parler de modifications apportées au travail pour corriger ce défaut, je résumerai ce qui précède sur le puddlage en battitures sur riblons.

Résumé sur le puddlage pour acier, en battitures ou crasses, sur sole en riblons.

1° *Ce procédé réclame d'abord des fontes susceptibles de devenir bien liquides* : les fontes grises un peu graphiteuses sont les plus convenables à cet égard ; mais on passe encore assez bien des mélanges de *fontes graphiteuses*, *de fontes truitées* et *d'un peu de fonte blanche*.

2° La fonte est d'abord amenée à l'état de *parfaite fluidité*. Pendant ce passage de l'état solide à l'état liquide, soumise à l'action d'un courant de gaz éminemment oxydant, elle perd une partie de son fer qui avec le sable, avec une bonne partie de silicium et du manganèse, se fond à l'état de silicate dans le laitier : elle gagne au contraire du carbone, la presque totalité de ce métalloïde contenue dans la charge passant *en combinaison ou en dissolution dans la fonte*, et *celle-ci devenant*, *par là*, *blanche*, *plus saturée de carbone*, et, *par suite*, *plus fluide ;*

3° A mesure qu'elle fond, la fonte se recouvre d'une couche de *laitiers basiques presque exclusivement ferreux. provenant soit des additions de battitures ou crasses de marteau* et *de laminoirs faites au moment du chargement*, *soit du fer brûlé pendant la fusion* : elle se trouve dès lors ainsi garantie contre toute action de l'air. L'épuration se poursuit, à partir de ce moment, sous l'influence à peu près exclusive du laitier. La décarburation est d'abord très-lente, tant que les réactifs demeurés liquides, *tendent à glisser l'un au-dessus de l'autre ;* on l'active progressivement en les ramenant à

l'état pâteux par un *refroidissement convenable;* un coup de feu termine l'affinage et effectue le départ du laitier et des parties aciéreuses, le premier s'étalant en couche liquide mince sur la sole et le second affleurant, ramolli et soudant, au milieu de ce bain;

4° L'air pendant tout le temps *de l'affinage proprement dit*, ne peut exercer sur la masse fonteuse ou aciéreuse qu'une action accidentelle. Dans la dernière période même, c'est-à-dire, lors de la confection des loupes, l'influence du laitier se maintient peut-être même encore aussi active que l'influence directe de l'air;

5° *La nature basique du laitier*, *conséquence de la nature de la sôle* et *de la nature des additions*, doit rendre l'acier produit *doux* et *mou* en déterminant une décarburation plus complète; cet effet sera d'autant plus marqué que le contact du laitier avec l'acier sera plus longtemps prolongé, à partir de l'instant où les grumeaux métalliques qu'on voit dans le bain en effervescence, sont devenus soudans;

6° Sous le rapport de l'épuration générale de la fonte, qu'il faut bien d'après tout ce qui précède, distinguer de la décarburation, la nature basique des laitiers peut avoir un autre inconvénient grave et voici comment.

Nous voyons que si, tout d'abord, par la fusion, la fonte gagne du carbone, son silicium et son manganèse, soit par oxydation directe, soit par action déjà marquée des laitiers, disparaissent en proportion considérable.

La troisième période, même pendant le temps où les réactifs en présence *sont encore liquides* et se *pénètrent mutuellement fort peu*, nous montre le silicium et le manganèse continuant à s'éliminer bien plus vite que le carbone. Il se produit évidemment là une de ces réactions d'affinage rapides comme M. H. Sainte-Claire-

Deville en a signalé récemment un certain nombre, au sujet de la fusion des métaux alliés de silicium.

Nous verrons un peu plus loin que des fontes sulfureuses brassées suffisamment longtemps à l'état complétement fluide avec des laitiers basiques perdent aussi leur soufre qui paraît se dissoudre dans le laitier à l'état de sulfosilicate.

Il a été également constaté, il y a déjà longtemps, par différents auteurs et notamment par M. Berthier dans l'examen des modifications éprouvées par la fonte fondue et brassée sous un bain de scories, que le phosphore s'oxyde et passe dans le laitier aussi rapidement que le silicium.

Enfin ces faits concordent avec ceux observés pendant les périodes analogues du travail Rivois, sauf toutefois la surélévation de la teneur en carbone, beaucoup moins prononcée dans le dernier procédé, nous avons dit pourquoi.

De cette discussion il me paraît résulter assez clairement que la fluidité parfaite du bain ne contrarie pas le départ des principales impuretés de la fonte (silicium, manganèse, soufre, phosphore); elle semble même faciliter leur dissolution dans la scorie affinante, tandis que cet état physique des masses élaborées se prête peu au contact prolongé qui paraît nécessaire à *l'action par masse* de l'oxyde des laitiers sur le carbone de la fonte. Il semble que le carbure de fer maintenu à l'état parfaitement liquide se dépouille des divers autres éléments de la fonte appelés et comme attirés par le laitier ferreux qui les dissout.

Ces propriétés constituent un ensemble de circonstances des plus favorables à la qualité du produit si

elles sont bien comprises et bien appliquées (1). *Une température soutenue, une grande fluidité, une teneur moyenne en oxyde de fer dans le laitier faciliteront puissamment l'épuration et retarderont la décarburation.*

Mais une chaleur trop faible et un laitier trop basique hâteront la décarburation aux dépens de l'épuration. Dans certaines limites, plus le laitier sera basique, moins d'ailleurs il sera fluide et plus on devra *craindre dans les élaborations ultérieures l'influence décarburante de celui qui reste dans les loupes* (2).

C'est ainsi que des laitiers *trop basiques* peuvent non-seulement *nuire à la dureté de l'acier*, mais encore et *beaucoup à sa pureté.*

Avantages et inconvénients du puddlage pour acier, comme procédé industriel. Modifications de ce procédé.

En dernière analyse : CHALEUR SOUTENUE et BONNE QUALITÉ DE LAITIER, VOILA LA FORMULE DU PUDDLAGE POUR ACIER, AUSSI BIEN QUE DU PROCÉDÉ RIVOIS!

SOUS LE RAPPORT DE LA QUALITÉ, ce qui vient d'être

---

(1) Cet ensemble de circonstances a ses analogues dans d'autres branches de la métallurgie générale, et ce n'est pas là un des exemples les moins frappants des caractères de simplicité et de généralité propres aux principes et moyens mis en œuvre par les procédés métallurgiques.

Si ce n'était tendre à un développement trop long de cette discussion, je pourrais citer plus d'une opération dans le traitement des minerais de cuivre et de plomb où le soufre joue un rôle en tout semblable à celui du carbone dans l'affinage de la fonte. Sans insister sur la concentration du cuivre dans les régules sulfurés, pendant que les autres métaux ou métalloïdes passent dans les scories, je rappellerai la longue persistance du soufre dans le cuivre soumis à l'affinage. Ce n'est souvent qu'après des écumages multipliés de scories où passent la plupart des impuretés du cuivre, que se produit une effervescence due à la réaction du sulfure de cuivre sur l'oxyde qui se forme à la longue, se dissout et s'incorpore dans la masse.

(2) Peut-être aussi les laitiers se chargent-ils à certains moments d'une proportion plus élevée d'oxyde de battitures, ou par la sole, ou par oxydation directe, et deviennent-ils par-là moins fluides.

dit en dernier lieu montre que le procédé de puddlage appliqué dans le plus grand nombre de cas, *avec battitures* et *sur sole en riblons*, n'est peut-être pas le plus sûr ni le plus convenable pour toute espèce de fontes (1).

Mais par la nature même du travail et de l'appareil où il s'exécute, dans un four où le puddleur voit et suit exactement ce qui passe, ce procédé se prête merveilleusement à toutes les modifications dont on peut espérer quelque amélioration, et cela sans nécessiter de changements d'installation ou d'autres dépenses qui élèvent outre mesure le PRIX DE REVIENT.

Puddlage à l'aide de réactifs additionnels autres que les battitures.

Si au lieu d'acier un peu mou on veut, à qualités égales de fonte, de l'acier plus dur, présentant plus d'homogénéité et moins de paille lors des élaborations ultérieures, *qu'on entretienne les soles avec les scories mêmes du travail convenablement refroidies* et *agglomérées* après chaque opération; qu'on ajoute aux laitiers des substances susceptibles de les *rendre plus fluides, capables de les amaigrir un peu, qui les amènent à une composition analogue à celles des bons laitiers Rivois;* qu'on puddle toujours chaud, et non-seulement il n'est pas douteux qu'on puisse obtenir par le puddlage des qualités égales à celles des anciennes méthodes au bois, mais, et l'expérience de quelques usines que je pourrais citer le confirme, on les obtiendra au moins aussi régulièrement.

---

(1) Il est d'ailleurs à peine nécessaire de remarquer qu'il ne faut pas trop généraliser les conséquences de quelques analyses chimiques. Il est clair, par exemple, que même avec des battitures comme additions, des fontes un peu plus siliceuses ou manganésées que celles auxquelles se rapportent mes analyses, pourraient donner un laitier moins décarburant et par suite un acier plus dur.

Recettes diverses qui ont été proposées pour la fabrication de l'acier.

Or, est-il besoin pour réaliser ces conditions, des recettes compliquées qui ont été proposées par plusieurs inventeurs? Je suis peu disposé à le croire, quand, d'une part, je vois les moyens si simples appliqués par les affineurs au bois pour corriger leur laitier : tantôt un peu de quartz ou de terre argileuse, tantôt au contraire, un peu de sornes ou de battitures; — quand d'autre part, je sais des fabricants qui, par l'application des mêmes moyens, ont conservé une réputation intacte à leurs produits, au milieu des qualités si variées mais le plus souvent douteuses qui, sous le nom d'aciers, ont alimenté les marchés depuis quelques années.

D'après ce qui précède et en les considérant au point de vue *de la fluidité* et *de la propriété décarburante du laitier*, quelques-unes au moins des additions proposées sont rationnelles et admissibles; mais la supériorité de leur pouvoir d'épuration sur celui des simples scories de fer, reste au moins très-douteuse, *dans les circonstances ordinaires de leur emploi.*

Ainsi les divers mélanges de *sel*, *peroxyde de manganèse* et *argile*, introduits dans le puddling, au début de la quatrième période, vont, avant tout, tendre, et en particulier avec des fontes peu manganésées, à transformer une scorie presque exclusivement ferreuse et basique, en un laitier analogue à ceux de l'affinage Rivois, *plus fluide* et *moins décarburant que la première.*

Ajouté d'ordinaire à la charge, au début de la quatrième période, c'est-à-dire au moment du coup de feu qui suit l'incorporation, un pareil mélange doit aussi incontestablement provoquer une effervescence plus énergique. L'oxygène que dégage le peroxyde de manganèse, par la simple chaleur, les vapeurs que donne le sel marin sous la même influence, augmentent d'autant la masse gazeuse que soulève le bain.

Mais, d'une part, l'oxygène du manganèse se dégage assez rapidement pour qu'on n'en puisse attendre qu'un effet assez insignifiant sur les matières à scorifier; d'autre part l'extrême volatilité du sel et sa tendance à se maintenir à la surface, la difficulté par conséquent de faire réagir cette addition sur le métal; enfin, et par dessus tout, *l'état même du métal* et *le degré d'épuration qu'il doit présenter déjà au moment de l'effervescence, c'est-à-dire lors de la décarburation*, voilà autant de raisons *de douter de l'influence épurante du mélange.*

En deux mots : *de ces additions, résulte certainement un effet physique et mécanique; mais pour l'effet chimique, à part l'affaiblissement de la propriété décarburante du laitier, il me paraît devoir être très-réduit.*

Il en pourrait être autrement sous ce dernier rapport, si l'addition se faisait au début de l'opération, l'oxyde de manganèse et le peu de soude que le sel pourrait laisser dans le laitier, donnant à celui-ci plus d'affinité pour le soufre, le phosphore et autres impuretés; mais alors l'effet des vapeurs de sel produites pendant la fusion, serait perdu en grande partie ainsi que celui de l'oxygène dégagé par le peroxyde de manganèse.

Ce que je viens de dire du mélange le plus généralement employé pourrait se répéter au sujet de la plupart des autres réactifs proposés, c'est-à-dire, du *spath-fluor*, des *sels alcalins*, *sornes artificielles*, *hypochlorites*, *nitre*, *chlorures*, etc., etc.

Puddlage pour acier avec additions successives.

Dans le procédé général que nous venons d'étudier, les additions principales, c'est-à-dire les scories de forge et les battitures, s'introduisaient au début de l'opération en même temps que la fonte.

Cette pratique n'est pas suivie partout : en Alle-

magne et par imitation sans doute dans quelques usines françaises, après chaque opération on refroidit la sole par quelques gobelets d'eau, pour en faciliter la réparation et l'aplanissement, et on charge la fonte sans additions.

Quand la fonte est complétement liquide, on abaisse le registre pendant quelques instants : à ce moment il y a toujours un peu de laitiers provenant de la fusion de la couche superficielle de la sole ou des parois ; mais elles seraient insuffisantes, soit pour l'affinage soit pour la protection du fer contre l'oxydation. On en ajoute donc (en général ce sont les scories des fours à réchauffer ou à souder) en proportion qui dépend : 1° *de l'état plus ou moins liquide de la fonte; 2° du régime calorifique plus ou moins élevé du four; 3° de la quantité de scories détachée des parois et de la sole pendant la fusion.*

On ajoute petit à petit la proportion voulue de ces scories et par là on ramène le bain à l'état pâteux ; on relève alors le clapet, et, la porte du travail bien close, on donne un coup de feu qui doit remettre les masses en fusion et provoquer l'ébullition ; c'est à la fin de ces additions de scories, et quelquefois quand les masses commencent à refondre et à bouillir, qu'on ajoute 2, 3 ou 4 kil. d'un mélange de 2 de sel pour un de peroxyde de manganèse. A partir du moment où la charge s'est ramollie et refondue, le brassage et le reste de l'opération sont conduits comme dans le procédé général décrit plus haut.

Inconvénients de ce procedé de puddlage.

On le voit, l'incorporation et le refroidissement du four qui l'accompagne se font ici par injection de fragments menus, il est vrai, mais froids, de scories de forge ou de battitures, au milieu du bain liquide, immédiatement après la fusion de la fonte. Ce moyen me

paraît bien inférieur à celui qu'applique le procédé précédemment décrit. Comme manipulation, il doit entraîner fréquemment les accidents que j'ai signalés dans la troisième période, tantôt par excès, tantôt par défaut de chaleur du four, accidents qui se résolvent en un acier ferreux dépourvu d'homogénéité et en un déchet toujours élevé. J'ajouterai que ce n'est pas là une pure hypothèse de ma part : j'ai assisté à des opérations conduites de cette manière par des ouvriers des bords du Rhin, dans une forge de l'Isère qui ne disposait pas de charbons premier choix et réguliers, ni de fontes de première pureté : les résultats généraux ont été peu satisfaisants; les puddleurs allemands se plaignaient des accidents nombreux auxquels ils étaient exposés pendant la période des additions de scories, par les défauts du chauffage surtout.

D'un autre côté, en procédant à cet empâtement du bain par des scories froides, on supprime le brassage de la fonte et des scories encore liquides par lequel débute la troisième période du procédé général, opération pendant laquelle nous avons vu surtout disparaître les principales impuretés de la fonte. On procède à LA DÉCARBURATION presque en même temps qu'à L'ÉPURATION.

Je crois bien qu'avec les fontes pures du pays de Siegen on peut, sans grands inconvénients pour la pureté intrinsèque du produit, opérer ainsi par additions successives de scories; mais, *avec des fontes plus chargées d'éléments étrangers, la fusion simultanée de la fonte* et *des scories, l'incorporation avec brassage à température décroissante, valent certainement mieux* SOUS LE RAPPORT DE LA QUALITÉ DU PRODUIT; d'ailleurs à cause des accidents auxquels la première méthode est exposée, elle n'est pas plus favorable que la seconde sous

le rapport du temps et du combustible dépensés, c'est-à-dire QUANT AU PRIX DE REVIENT.

III. PROCÉDÉS DE PUDDLAGE POUR FER.

Reaction probable du développement de la fabrication de l'acier puddlé sur les procédés de réduction de la fonte en fer.

De l'étude qui vient d'être faite du puddlage pour acier, il me semble ressortir des faits qui n'intéressent pas seulement le fabricant d'acier mais aussi le puddleur pour fer.

Les procédés généralement suivis aujourd'hui pour la conversion de la fonte en fer forgé se rapportent aux deux types suivants :

1° Puddlage sec maigre ou en sable;

2° Puddlage gras, en fours bouillants, autrement dit : puddlage en crasses, en scories ou en bouillon.

Le puddlage sec s'applique spécialement au fin métal ou à des mélanges de *fin métal*, *de fontes blanches grenues* ou *caverneuses* et de *quelques autres variétés blanches* ou *truitées blanches.*

Le puddlage gras traite, au contraire, *des fontes brutes de diverses allures.*

Les différences de qualité des fontes, les mélanges dont on peut disposer, la nature des fers à obtenir, les habitudes locales surtout, voilà autant d'éléments sous l'influence desquels on adopte, dans les différentes forges, des procédés qui, par des nuances nombreuses, se rapprochent ou s'éloignent des deux types extrêmes.

Sans nous attacher à ces nuances, examinons, en nous aidant des recherches précédentes, ce qui peut se passer dans les deux cas extrêmes du *puddlage sec* et du *puddlage gras*.

Puddlage sec et mazéage.

Le puddlage sec est intimement lié à la préparation des fontes, dite MAZÉAGE. Il m'a paru inutile de reprendre les analyses comparatives des fontes avant et

après le mazéage : elles ont été faites il y a longtemps par différents chimistes (1).

Résultats du mazéage.

Il a été établi d'une manière assez concordante par ces divers auteurs que le carbone peut disparaître, mais qu'il se maintient en général dans le fin métal en proportion à peu près égale, sinon supérieure à celle de la fonte brute grise ou truitée grise. Le *silicium*, le *phosphore*, le *manganèse* disparaissent en très-forte proportion quand le mazéage est bien conduit. Un seul élément, le soufre, semble résister à cette opération, sa teneur tendant plutôt à augmenter qu'à diminuer. Tous ceux qui ont étudié la question sont tombés d'accord pour attribuer ce fait à la nature sulfureuse du combustible. Quand on considère que cette opération consomme p. 100 de fonte 30 à 40 de coke tenant au moins de 0,30 à 1 p. 100 de soufre, il n'y a en effet rien de surprenant dans la persistance du soufre dans la fonte mazée. Si l'on se reporte d'ailleurs aux résultats d'analyse des produits Rivois, on remarquera que dans les deux premières périodes du travail qui équivalent à un véritable mazéage, la fonte éprouve les mêmes modifications que dans le foyer de finerie anglaise, sauf en ce qui touche au soufre, cet élément disparaissant peut-être un peu moins vite que les autres, mais enfin s'amoindrissant en même temps qu'eux dans le travail Rivois. Cela seul prouverait la justesse de l'opinion qui attribue surtout au combustible l'imperfection du mazéage relativement au soufre.

(1) Voyez surtout à cet égard les recherches de Karsten (*handbuch der Eisenhutten Kunde*, 1841, t. IV, page 198). Le mémoire de M. Thomas (*Annales des mines*, 3e livraison, 1833). — Le rapport de M. Abel sur les derniers brevets relatifs à la fabrication du fer et de l'acier (*Quarterly journal of the Chemical Society*, juillet 1857).

Sans insister sur les détails bien connus du mazéage, il importe à la discussion qui m'occupe de constater la difficulté d'un travail régulier et constant dans le feu de finerie anglais. Il suffit de jeter les yeux sur les produits réunis d'un certain nombre d'opérations pour reconnaître qu'il y a des degrés très-variables dans l'étendue des changements que la fonte peut subir au mazéage. C'est sans aucun doute à ces irrégularités qu'il faut surtout attribuer les tentatives faites en plus d'un district de forges pour substituer aux fineries anglaises ordinaires des réverbères soufflés, sur la sole desquels on espérait un travail plus précis.

Cet exposé des résultats du mazéage se résume dans ces trois faits :

1° Conservation du carbone, souvent même augmentation de sa teneur;

2° Disparition *plus* ou *moins régulière* du *silicium*, du *manganèse*, du *phosphore ;*

3° Augmentation ou conservation du contenu en soufre.

Voilà donc la nature de la matière première la plus ordinaire du puddlage sec : si on y joint des fontes brutes, elles sont blanches, souvent sulfureuses et, en tous cas, renfermant plus d'impuretés que le finmétal.

Résumons rapidement les principales circonstances du puddlage sec, tel qu'il se pratique le plus souvent.

Les puddlings sont généralement à parois pleines en briques réfractaires, à sole en riblons ou en scories, mais qui se conserve très aisément pendant toute une semaine, ainsi que les parois, moyennant quelques regarnissages faits de temps en temps, après une opération. Comme dimensions, ces fontes peuvent avoir une

sole un peu plus grande que les fours bouillants pour la même chauffe.

Le travail s'y divise en cinq périodes :

Travail du puddlage sec en sable. 5 périodes.

Première période. — Chargement, sur la sole, généralement sèche, ou à peine couverte de quelques flaques de laitiers, de 200 kilog. de fin-métal seul ou mélangé d'un peu de fonte brute. Durée 5 ou 6 minutes.

Deuxième période. — Fusion ou plutôt ramollissement à registre pleinement ouvert. Ce coup de feu dure 15 à 20 minutes. Après ce temps, l'ouvrier écrase au ringard ceux des fragments qui ne sont pas encore ramollis ou en fusion pâteuse. Un nouveau coup de feu de 6 ou 8 minutes au plus amène la masse à un état de pâtosité que l'ouvrier prend le plus grand soin de bien maintenir pendant la période suivante.

Troisième période. — Dans cet état, la masse est immédiatement brassée au rabot; il se dégage et déjà même un peu avant le début de cette troisième période, des bulles et flammèches d'oxyde de carbone, mais sans que jamais la matière devienne fluide ni se gonfle beaucoup. Le puddleur a même soin de baisser quelquefois son registre de peur de faire tomber la fonte liquide sur la sole; mais cette précaution n'est pas souvent nécessaire à cause de l'allure toujours un peu froide des puddlings.

Quatrième période. — Au bout de 20 ou 25 minutes de brassage une couche très mince de laitier liquide se détache sur la sole, des grumeaux métalliques d'un blanc éclatant se soudent les uns aux autres. Le puddleur, armé du ringard biselé, les soulève et retourne sur la sole, et les expose aussi uniformément que possible à la double influence calorifique et oxydante des gaz de la chauffe. C'est un véritable soulèvement sous

le vent, analogue à celui des méthodes au petit foyer. Cette période dure 10 minutes et, pendant tout ce temps, le registre est ouvert.

Cinquième période. — Les masses ferreuses devenues de plus en plus soudantes et portées à la chaleur blanche sont réunies en boules de 30 à 35 kil. et extraites une à une, travail qui dure 8 à 10 minutes, à clapet ou registre pleinement ouvert.

La durée totale de l'opération s'élève donc à 1 heure ou 1 heure et quart au plus. Le déchet varie entre 6 et 8 p. 100, rarement 10. Enfin, la consommation de houille, avec un combustible de bonne qualité, comparable à celui appliqué au puddlage pour acier, ne dépasserait pas 70 à 80 p. 100.

La pâtosité de la matière s'oppose à des recherches précises sur les variations de la fonte aux différentes périodes de ce travail; mais les apparences de la matière aux divers instants du travail indiquent assez bien ce qui s'y passe.

Réactions du puddlage sec.

Dès la fin de la période de fusion, déjà même lorsque, pour la première fois, l'ouvrier retourne et écrase les fragments de fonte, on voit de la surface de chacun des fragments se détacher des étincelles en même temps que jaillir des flammèches bleues d'oxyde de carbone; or, cet oxyde de carbone ne peut être que le produit de la réaction de l'oxyde de fer, formé par l'action de l'air, sur le carbone combiné de la fonte blanche ou du fin-métal. L'oxyde de fer, infusible par lui-même, se produit sans doute en trop forte proportion pour que le peu de silice que donne la charge (surtout en fin-métal bien préparé) le fasse passer à l'état de laitier fluide. C'est plutôt entraîné par la fusion des parties fonteuses qu'il coule à la surface des fragments sur la sole, en masse pâteuse, d'où continuent à se dé-

gager de nombreuses bulles de gaz attestant une décarburation sans arrêt. Les fragments dépouillés d'une première couche de cette nature, il s'en forme une nouvelle jusqu'à ce que tout soit tombé en pâte propre au brassage.

A partir du brassage qui se fait sous l'influence d'un courant toujours oxydant, il est aisé de voir que la décarburation se poursuit jusqu'à la fin du travail, soit par influence directe de l'air, soit sous l'influence de l'oxyde de fer, résultat de l'action du premier sur la fonte ou sur le fer.

De cet exposé, il résulte évidemment que depuis son premier ramollissement jusqu'à la confection des loupes, la décarburation de la fonte se poursuit sans interruption.

Si l'épuration préalable du mazéage était toujours bien complète, il pourrait n'y avoir dans ce mode de travail aucun danger pour la qualité du produit. Mais d'un côté, je l'ai fait remarquer plus haut, les résultats du mazéage comme épuration doivent être variables; d'un autre côté, le soufre persiste dans le finmétal en proportion toujours assez élevée, quand, comme d'ordinaire, les fontes mazées sont des fontes grises au coke. Or, il faut rappeler que, suivant les expériences de M. Berthier, l'oxyde et le sulfure de fer ne se décomposent pas réciproquement et qu'ils se combinent en toutes proportions par voie de fusion; mais n'est-il pas nécessaire pour cette combinaison que les deux réactifs soient amenés simultanément à une complète liquidité afin que le contact soit plus parfait entre leurs éléments? Ces conditions sont-elles suffisamment réalisées dans le cas du puddlage sec, où l'oxyde de fer se réduit presque aussitôt qu'il est formé, par suite de la continuité de la décarburation, où la

masse graine et se sèche rapidement, en laissant en général une très faible proportion du laitier? On est d'autant moins fondé à l'espérer que le plus souvent la négligence des ouvriers et leur désir de produire vite et beaucoup, font qu'ils commencent le brassage avec une masse trop froide, alors que tous les fragments de fonte ne sont pas entièrement ramollis ou fondus : aussi voit-on souvent dans le produit de ce travail des noyaux de fonte à peine décarburés et qui certainement n'ont pas pu se dépouiller davantage des autres impuretés.

Résultats du puddlage sec de fontes mazées.

Tous ces défauts du puddlage sec, même avec un mazéage bien fait, se doivent traduire surtout *par un produit éminemment rouverin*, en même temps que bien souvent le fer obtenu présentera les défauts inhérents aux autres impuretés de la fonte.

Voilà, sans contredit, les causes prédominantes de l'infériorité des fers à la houille, préparés, encore à l'heure qu'il est, dans un grand nombre de forges, par le procédé du puddlage sec en fontes mazées et mélangées de fontes brutes blanches ou truitées blanches.

Ce que je vais dire du puddlage gras achèvera, je crois, de le démontrer.

Puddlage gras de fontes brutes.

Le puddlage gras, en crasses ou scories, n'a pu être appliqué au traitement des fontes brutes que le jour où, par une disposition ingénieuse, les parois métalliques creuses, à courant d'eau ou d'air, des fours bouillants remplacèrent les parois en briques réfractaires des anciens puddlings. Avec ceux-ci, il était impossible de brasser un bain liquide de fontes et de scories ferreuses; les parois se seraient rapidement dissoutes dans le laitier et, outre l'inconvénient grave d'une destruction continue de l'appareil, les scories amaigries par les éléments de la maçonnerie réfractaire devaient perdre

leur pouvoir affinant : aucun de ces inconvénients n'était plus à craindre avec les fours bouillants.

Puddlage en bouillon de fontes blanches.

La première application qui ait été faite du puddlage gras prenait pour matières premières des fontes blanches, tantôt lamelleuses ou sublamelleuses, tantôt caverneuses, plus rarement truitées et surtout truitées blanches.

Ce qui a été dit précédemment suffit pour faire comprendre que de pareils mélanges, toujours disposés à demeurer un peu pâteux après la fusion, doivent, sous l'influence des battitures, crasses ou scories affinantes, MONTER très-rapidement au brassage, c'est-à-dire, qu'encore ici la décarburation marche au moins aussi vite que l'épuration. Or, si l'on considère que les fontes de cette classe sont généralement impures et surtout chargées de soufre (voyez plus bas les exemples d'analyses des fontes de diverses allures dans la Loire), on comprendra sans peine que le puddlage gras, rapide, appliqué à de semblables matières premières, ait pu PRÉSENTER DES ÉCONOMIES DE FRAIS sur la fabrication par *fontes grises ou truitées mazées* et *puddlées à sec*, mais que SOUS LE RAPPORT DE LA QUALITÉ, on ait eu des résultats inférieurs ou tout au plus égaux à ceux de l'ancienne méthode.

Les circonstances sont tout autres si l'on applique le puddlage gras aux mêmes fontes qui étaient ou sont encore soumises au mazéage.

Puddlage gras ou en bouillon de fontes grises.

Ces fontes deviennent complétement liquides pendant la fusion sur la sole du puddling ; le travail étant d'ailleurs conduit, d'après ce qui déjà a été dit, exactement comme dans le puddlage pour acier, il en résulte que *l'épuration* se fait lentement : d'abord, pendant la fusion, puis pendant le brassage à bain encore liquide qui marque le début de la troisième période, *la*

décarburation ne devenant énergique qu'à partir de *l'incorporation.*

En d'autres termes, pendant les deuxième et troisième périodes, il se fait un changement tout à fait analogue à celui du mazéage, *plus parfait* en ce sens que la séparation du bain d'avec le combustible et la protection de la fonte par la couverture de laitiers évitent le contact du produit avec les matières sulfureuses du combustible; *plus régulier*, parce que les matières, parfaitement liquides, peuvent, par un brassage continu, être convenablement mélangées, ce qui facilite incontestablement la dissolution *des silicates, phosphates et sulfures, dans la scorie affinante.* Si, après la quatrième période, au lieu de faire des loupes d'acier à clapet fermé, on achève la décarburation par un soulèvement analogue à celui du puddlage sec, à registre levé, on aura du fer au lieu d'acier, mais *un fer généralement sain, fort et plutôt dur que mou; pour l'avoir nerveux et mou*, il serait bon *d'écouler les laitiers vers la fin de la quatrième période.*

Avantages de ce dernier procédé sous le rapport de la qualité.

COMME QUALITÉ, il me paraît certain, vu ce qui précède, que ce fer, pour une même nature de matières premières, sera supérieur à celui que pourraient donner le mazéage et le puddlage.

Déjà d'ailleurs la comparaison a pu être faite d'une manière incontestable dans deux ou trois forges de la Loire. Au procédé de mazéage et puddlage de fontes grises au coke, on a substitué le puddlage à haute température, en crasses ou battitures, sur sole en riblons ou en scories : tandis que la première méthode a toujours donné des fers rouverins, la seconde livre des produits qui s'appliquent couramment à la *tréfilerie*, *à la maréchalerie*, etc. : le défaut d'être rouverains a surtout disparu intégralement, comme j'ai pu m'en assurer

par des essais assez nombreux faits devant moi dans l'une des susdites forges.

J'ajoute que dans cette forge, non-seulement on fond de la fonte grise de manière à l'amener à l'état parfait de liquidité, ainsi que les scories affinantes, mais qu'encore on continue l'opération à registre pleinement levé : cette condition, en maintenant la liquidité des matières, retarde beaucoup la décarburation, allonge la manipulation du brassage, d'ailleurs très-pénible à cause de la haute température. Il en résulte plus de sûreté dans la nature du produit, et comme, dans certains cas, la qualité est le but capital des efforts du fabricant, il ne recule pas devant *les accroissements de frais*, soit *en combustible, soit en déchet de fonte et riblons ou encore en main-d'œuvre* qu'entraîne cette variété du puddlage; mais, en général, il n'en serait pas ainsi.

Je crois que, sans faire d'aussi grands sacrifices de *combustible*, de *temps* et de *riblons*, on peut réaliser les avantages de qualité des puddlages chauds et en crasses de fontes brutes grises, c'est-à-dire remplacer entièrement l'ancien procédé de mazéage et puddlage sec par le puddlage gras de fonte brute, TOUT EN GAGNANT DE LA QUALITÉ et SANS SURÉLEVER LE PRIX DE REVIENT.

Modifications possibles du puddlage gras.

On pourrait même, je le crois fermement, abaisser sensiblement le prix de revient.

1° En évitant les dépenses très-élevées de l'entretien des soles et des parois en riblons brûlés : les scories des fours à souder ou de l'opération même, convenablement ramollies et agglomérées, doivent produire le même résultat comme solidité; il n'y aurait que le cas de fontes très-impures où les scories de l'opération même devraient être évacuées plutôt que conservées.

2° *En opérant la fusion autrement que sur la sole même du puddling* où, en même temps qu'on oxyde et scorifie une partie notable du fer, ce qui est inutile puisque les additions sont déjà affinantes, on consomme, pendant trois quarts d'heure que dure l'opération, environ 130 ou 140 kil. de houille pour fondre 180 ou 200 kil. de fonte. Remarquant d'ailleurs que la plus petite inattention de l'ouvrier, sa tendance seule à abréger et faciliter son travail, peuvent faire commencer le brassage trop tôt, c'est-à-dire avant que les derniers fragments de fonte soient devenus très-liquides, on voit qu'il y aurait certainement avantage sous tous les rapports à faire, quand on le peut, couler la fonte directement du haut fourneau dans le puddling. Mais ce moyen est rarement applicable, et même en supposant les hauts fourneaux et les forges assez rapprochés, il y a des difficultés d'installation qui n'ont pas été souvent surmontées dans les diverses tentatives faites à cet égard.

Reste à savoir s'il n'y aurait pas d'autre moyen économique d'alimenter les puddlings de fonte fondue parfaitement liquide.

MÉMOIRE

SUR LA FABRICATION DU FER A GRAINS ET DE L'ACIER NATUREL AUX FOURS A PUDDLER.

Par M. JANOYER, ingénieur aux forges de Vierzon.

Un des perfectionnements les plus importants dont s'est enrichie, ces dernières années, la fabrication du fer par la méthode anglaise, est, sans contredit, la production du fer à grains et de l'acier naturel aux fours à puddler.

Ces deux produits se substituant tous les jours et avec avantage aux fers puddlés à nerf ordinaires, et n'étant obtenus que très-irrégulièrement, je me suis proposé dans mon travail de décrire en détail les procédés de fabrication qui conduisent d'une manière certaine à leur obtention.

La fabrication de l'acier naturel surtout, qui par son développement et son utilité a pris un des premiers rangs dans les perfectionnnements de l'art sidérurgique, demandait, à ce titre, une description exacte des moyens employés pour obtenir un produit d'une utilité aussi directe qui doit jouer un si grand rôle dans l'industrie nationale et dans l'économie sociale des États.

Les principales usines de France fabriquent déjà, à l'instar de la Belgique, de la Prusse, de l'acier naturel dans leurs forges anglaises.

Forme et dimensions des fours à puddler.

Les fours employés à la production du fer à grains ou de l'acier naturel ne diffèrent pas sensiblement des fours à puddler ordinaires. Une de leurs conditions essentielles, c'est d'avoir un tirage considérable pour

produire à un instant voulu une très-haute température et d'être munis de bons registres pour pouvoir également diminuer le tirage, et par suite faire baisser cette température à volonté.

Avant d'entrer dans la description du travail proprement dit, je vais donner un croquis coté de fours à puddler qui a toujours donné d'excellents résultats. Il est suivi d'un petit four destiné à chauffer les saumons de fonte au moyen de la flamme perdue pendant l'opération.

Le four à puddler est un four bouillant à courants d'air.

Dimensions du four (Pl. II, *fig.* 5 et 6).

		mèt.
Grille	Longueur (dans le sens du grand axe du four)	0,90
	Largeur	1,00
	Hauteur (depuis les barreaux jusqu'à la voûte)	0,75
Grand autel	Longueur	1,00
	Largeur	0,37
	Hauteur	0,27
Sole	Longueur	1,55
	Largeur	1,40
Petit autel	Longueur	0,30
	Largeur	0,24
	Hauteur	0,27
Bec ou rampant	Largeur	0,30
	Hauteur	0,30
Hauteur du seuil de la porte de travail au-dessus de la sole		0,27
Hauteur de la sole à la voûte du four		0,70
Section de la cheminée		$0^{mc},25$
Hauteur de la cheminée		13 à 15^{m}

Dans le cas où l'on se propose d'utiliser la flamme perdue pour la production de la vapeur nécessaire aux moteurs de l'usine, il convient, pour ne gêner en rien le tirage, d'employer, en conservant toujours la section

0^{m},25 les chaudières verticales ou les chaudières horizontales *sans retour de flamme*, et de placer, dans ce dernier cas, pour chaque four, une cheminée à l'extrémité de la chaudière. La disposition particulière, qui consiste à diriger toutes les fumées dans une galerie souterraine à l'extrémité de laquelle se trouvent plusieurs cheminées, me paraît vicieuse; presque toujours les fours ont de mauvais tirages, ou bien quelques-unes marchent bien au détriment des autres.

Dans les fours à puddler dont je viens de donner les dimensions, la surface totale de la grille est de 0^{mc},90, et les barreaux de fer de 50 sur 30 millimètres forment une surface totale non libre à l'accès de l air qui varie, selon la qualité du charbon employé, dans les limites suivantes.

Pour du très bon charbon, la surface est de 0^{mc},405, et les barreaux sont au nombre de 9. Pour du charbon de qualité médiocre, cette surface est de 0^{mc},495. Et enfin, pour du combustible de très-mauvaise qualité, cette surface est de 0^{mc},585, et l'on est obligé de travailler avec treize barreaux.

Ces chiffres sont fournis par l'expérience, et je les considère comme les meilleurs pour le travail du fer à grains et de l'acier naturel.

Entretien du four.

Les briques réfractaires, dont le four est garni parfois contre les plaques qui forment le courant d'air et la sole en riblons sur laquelle on travaille, s'usent. Il est donc nécessaire *d'entretenir le four;* c'est l'expression consacrée. On emploie, à cet effet, des riblons pour la sole et de la grosse crasse (scories très-basiques) mélangées de paille de fer (battitures) pour le cardon ou pourtour du four.

Il faut bien se garder d'introduire (comme cela se pratique malheureusement dans quelques forges) du

calcaire (castine) pour l'entretien du cordon. L'effet de la chaux est très-nuisible; car l'insuffisance de chaleur pour la fondre et le manque de silice pour former un silicate très-fluide permettent à la chaux de s'interposer dans le fer, et mécaniquement retenue elle forme des solutions de continuité qui empêchent le soudage. Le fer brut tombe alors en morceaux en passant dans les cylindres ébaucheurs.

Combustibles et fontes employées.

Comme je l'ai dit en commençant ce mémoire, les fours destinés à la production du fer à grains et de l'acier naturel doivent atteindre en peu de temps une très-haute température. Le combustible, par conséquent, doit être de bonne qualité, et cette condition est surtout nécessaire dans la fabrication du fer à grains; car la réussite de l'opération dépend en grande partie de la chaleur intense qu'il faut développer à un instant donné.

Quant aux fontes à employer, il faut qu'elles soient *grises*, autant que possible *pures* et *manganésifères*.

1° *Grises.* — Parce qu'on est toujours sûr d'opérer sur des fontes qui ont une teneur considérable en carbone, et qui, par suite, ne prendront pas trop vite nature de fer, avant que les métaux étrangers soient oxydés. On comprend bien *a priori*, d'après cela, qu'il est possible de fabriquer du fer à grains ou de l'acier avec des fontes blanches, mais blanches lamelleuses, rayonnées et non pas blanches grenues, signe d'une carburation incomplète. Or comme il est très-difficile de maintenir l'allure d'un haut fourneau en fonte blanche lamelleuse, fluide, sans tomber parfois en fonte froide grenue, on s'exposerait, en traitant des fontes blanches, à avoir une fabrication très-irrégulière et des produits nullement appréciés dans le commerce.

Une deuxième raison qui milite en faveur des fontes

grises, c est qu'elles contiennent plus de manganèse que les fontes blanches, à dose égale dans les minerais, la haute température favorisant la réduction de l'oxyde de manganèse et le passage de ce corps dans la fonte.

2° *Pures.* — Je ne parlerai pas ici du soufre et du phosphore qui, en dose un peu considérable, doivent faire rejeter les minerais. J'entends par pures, des fontes dépourvues de silicium, métal que l'on rencontre toujours en proportion plus ou moins considérable et qui est en quelque sorte une partie intégrante de la fonte. Dès que le silicium est en quantité notable, il se forme rapidement dans le puddlage des protosilicates de fer, scories très-fluides, et dont l'action sur le cordon et la sole en riblons est très-corrosive. Leur aspect se rapproche assez de l'huile très-liquide, ce sont de mauvais oxydants, et l'opération du puddlage en présence d'une quantité abondante de ces scories est toujours très-longue.

Au contraire, si les fontes employées contiennnent très-peu de silicium, il ne se forme que très-peu de scories pendant le puddlage et, encore alors sont-elles très-basiques. Leur fluidité n'est pas aussi grande, leur action n'est pas aussi corrosive ; ce sont de très-bons oxydants, et le puddlage marche rapidement (1).

3° *Manganésifères.* — Tous les métallurgistes savent

(1) J'ai eu occasion de vérifier le fait d'une manière bien incontestable aux forges de Vierzon. Un des hauts fourneaux produisait de la très-belle fonte grise dans une allure très-régulière, et les laitiers produits avaient la composition suivante :

Silice	42
Alumine	25
Chaux	33
	100

Dans cette allure, sans changer la nature de la fonte pro-

bien qu'une proportion considérable de manganèse dans les fontes donne aux fers qui en proviennent une tendance aciéreuse marquée. Sans prétendre donner ici une explication complétement satisfaisante sur la propension aciéreuse en général, je dirai que les fontes contenant du manganèse donnent des scories plus fluides qui tendent à épurer le fer qui en provient, et comme ces mêmes scories ont une action oxydante bien moins énergique que celles qui n'en contiennent pas, la teneur en carbone de ces fers est plus considérable.

On ne tardera pas à se convaincre de ce que j'avance si l'on jette les yeux sur les analyses des mines qui sont, depuis une époque très-reculée, réputées aciéreuses.

Telles sont les mines spathiques des Hautes-Pyrénées, des Pyrénées-Orientales et de l'Ariége, qui contiennent du manganèse en proportion très-notable, et celles des Alpes (département de l'Isère).

Pour corroborer les idées que j'émets ici sur la propension aciérieuse donnée par le manganèse, je citerai un fait que j'ai expérimenté moi-même dans le Berri.

De très-bonnes mines en grains du Berri, d'une *aible teneur* en manganèse, étaient fondues depuis longtemps aux hauts fourneaux de Vierzon et donnaient du fer presque toujours à nerf, mais d'une excellente qua-

---

duite, je changeai un peu le dosage en formant des laitiers moins siliceux à composition de :

Silice	40
Alumine	23
Chaux	36
	99

La fonte obtenue était incomparablement supérieure à la première au puddlage. Elle présentait tous les caractères de pureté décrits ci-dessus. Il est évident que par là je n'avais fait que diminuer le silicium dans la fonte.

lité. Traitées pour acier naturel, les fontes furent rejetées, car le produit était ferreux et de qualité très-médiocre.

L'aspect et des analyses répétées des mines d'un autre point du Berri (la Chapelle Saint-Ursin) me décelèrent une quantité de manganèse très-considérable. Convaincu que ces minerais ne pouvaient donner que des produits très-aciéreux, je les traitai dans ce but, et toutes mes espérances furent réalisées. Le fer qui en provenait était à grains très-fins, aciéreux, et l'acier naturel obtenu avec ces mêmes fontes était de qualité tout à fait supérieure.

Les conditions nécessaires à l'obtention du fer à grains et de l'acier naturel établies, je vais passer à la description du travail proprement dit.

Puddlage pour fer à grains.

Le four à puddler, convenablement échauffé, reçoit la charge de fonte qui, ordinairement et pour les dimensions données plus haut, est de 180 kilogrammes. *A priori* la charge paraît faible, et l'on peut se demander s'il n'y aurait pas avantage à faire des charges plus fortes. Évidemment oui, au point de vue de la réduction dans la consommation du charbon et de la diminution des frais généraux, main-d'œuvre, etc... Mais il est un écueil dangereux à éviter, celui d'une décarburation peu uniforme du bain de fonte par la difficulté que l'ouvrier éprouve à brasser une masse trop considérable. Le produit peut alors manquer d'homogénéité. Quoique le chiffre 180 pour la charge me paraisse le meilleur pour ce genre de fabrication, je laisse à l'expérience de le modifier, si elle en reconnaît l'utilité et l'avantage.

Les saumons de fonte doivent être empilés les uns sur les autres ou placés debout tout le tour du four, de manière à présenter la plus grande surface à la flamme,

et à fondre le plus rapidement et le *plus uniformément* possible.

Malgré ces précautions, les portions de saumons qui reposent sur la sole sont promptement mises à l'abri de la flamme par les premières parties de fonte fondues. Le puddleur a soin alors de soulever et retourner ces morceaux qui restent, afin de les exposer à l'action de la flamme; mais il ne doit pas chercher à *diviser* ces fragments; sans quoi le bain contenant çà et là de petits morceaux de fonte à l'abri du courant oxydant ne présentera plus l'homogénéité qui est une condition *sine qua non* de réussite.

La fonte chargée, le puddleur pousse activement le feu en laissant les registres des cheminées complétément ouverts. Sous cette action oxydante la fonte fond, et au bout d'une heure plus ou moins, selon la qualité du combustible et l'allure du four, la charge est fondue. A cet instant le puddleur brasse simplement la masse dans tous les sens, à seule fin d'obtenir un bain bien homogène et de s'assurer qu'il ne reste plus de fonte en morceaux. Lorsqu'il est certain de cette homogénéité, il commence le puddlage proprement dit.

Le brassage de la masse (puddlage) se fait, autant que possible, en commençant l'opération à l'abri du contact de l'air. A cet effet l'ouvrier baisse tous les registres de manière à n'avoir presque plus de tirage et que la fumée sorte en abondance par la porte du travail. De cette manière l'entrée de l'air libre n'étant plus possible à la surface du bain, on est sûr qu'il n'y a pas oxydation prompte du carbone par l'oxygène de l'air.

Les métaux étrangers (silicium et autres) s'oxydent au contact des scories formées dès le début du brassage, sans que le carbone se brûle trop vite.

Le puddlage continuant et la réaction des scories (silicates de protoxyde de fer) sur le carbone de la fonte ayant lieu, on aperçoit un bouillonnement de toute la masse par le dégagement de l'oxyde de carbone.

Bientôt, sous ce faible tirage, la température baisse, la disparition d'une portion du carbone de la fonte s'opère, le bain s'épaissit et se boursoufle par la difficulté que les gaz rencontrent à traverser la masse. Selon l'expression du puddleur, *la fonte monte.*

Lorsqu'elle est suffisamment montée, c'est-à-dire lorsquelle a atteint la petite porte du travail, c'est un indice que les méttaux érangers sont suffisamment oxydés; on pousse alors activement le feu en soulevant peu à peu les registres et jetant du charbon sur la grille.

En un mot, on tâche d'atteindre rapidement *la plus haute* température.

Le brassage se poursuit en même temps avec activité; la masse prenant un peu de liquidité par l'augmentation de température s'affaisse légèrement, continue à bouillonner, puis s'épaissit de nouveau. *Elle a pris nature de fer.* La fin de l'opération, qui est indiquée suffisamment par la description que je viens de faire, est encore bien mieux annoncée à l'ouvrier par la difficulté qu'il éprouve à remuer la masse lorsqu'elle prend nature de fer, car elle tend à se souder et offre une grande résistance au ringard.

L'ouvrier alors soulève ce fer spongieux afin d'exposer un peu à l'action oxydante de la flamme les parties qui étaient en contact avec la sole et qui manqueraient de chaleur pour un bon cinglage et un étirage convenable dans les cylindres.

Toutes ces dernières opérations se font, comme je l'ai dit plus haut, en présence d'une très-haute tem-

pérature qui est nécessaire à la réussite du fer à grains (1).

Dès que le puddleur s'aperçoit que la masse a *pris nature*, comme je viens de le dire ci-dessus, il retourne le fer pour l'exposer à l'action de la flamme et lui donner la chaleur nécessaire pour le cinglage, et il fait immédiatement les boules. A ce moment il ferme les registres de manière à avoir beaucoup de flamme (2) dans le four pour éviter ainsi une oxydation qui, tout en poussant la décarburation trop loin, amènerait du déchet.

Au lieu de les confectionner toutes simultanément dans son four et les porter ensuite au marteau cingleur, il en fait d'abord une qu'il envoie au marteau par son aide, et pendant le cinglage de la première il en fait une seconde qu'il expédie également de suite au marteau après sa confection, et ainsi de suite.

Il est urgent, dis-je, de ne pas faire toutes les boules

---

(1) Il semble se passer ici ce que tout métallurgiste a eu occasion d'observer bien souvent en étudiant avec soin les divers changements qu'éprouve la fonte sous des températures différentes. La fonte est d'abord fondue au four à puddler sous une haute température; le carbone est uniformément dissous dans le fer ou combiné à ce dernier; puis elle est refroidie par l'occlusion de la cheminée. Il s'isole du carbone dont la combustion ne marche que lentement pendant que les métaux étrangers s'oxydent. En relevant de nouveau la température, la décarburation avance, puisqu'il y a accès de l'air, en même temps que l'affinité du fer pour le carbone augmente, affinité qui fait que ce dernier est fortement retenu, et le fer qui en conserve une dose considérable présente par cela même la texture à grains.

(2) Je ferai remarquer que, pour le sujet qui m'occupe, l'occlusion de la cheminée par les registres doit donner de *la flamme* dans le four et non de *la fumée* comme dans la fabrication de l'acier; car, bien qu'il faille arrêter l'oxydation, il est nécessaire d'avoir une haute température.

dans le four avant de les porter au marteau ; car le fer de la première, pendant la confection des autres, s'affinant encore sous l'action de l'air, ne présenterait plus la texture à grains.

Je ferai remarquer ici que tout chef de fabrication qui désire avoir dans le commerce du fer à grains irréprochable, doit casser les barres de fer brut et les classer avec soin d'après le grain ; car bien que l'ouvrier ait pris toutes les précautions possibles dans le puddlage, il arrive souvent que la dernière barre d'une charge de fonte ne présente pas un grain aussi net que la première. Et dans ce cas elle doit être rebutée et mise au fer brut ordinaire à nerf.

Corroyage du fer à grains.

Je ne dirai qu'un mot du corroyage du fer à grains, qui, au reste, ne présente aucune difficulté. Il se fait comme celui du fer à nerf. Il n'y a pas à craindre la haute température des fours à réchauffer ordinaires. Le fer à grains doit être chauffé fortement au blanc soudant et, comme la métallurgie le demande, en présence d'un combustible de bonne qualité donnant beaucoup de flamme, moyen sûr d'obtenir un bon produit et d'éviter un déchet.

En terminant la question du puddlage de fer à grains, j'attirerai l'attention du lecteur sur une condition essentielle que j'ai fait ressortir autant qu'il m'a été possible dans ce travail, et qui, à elle seule, différencie presque le puddlage à grains du puddlage à nerfs : je veux parler de la *haute température* qui règne dans la deuxième période du puddlage et de celle qui est recommandée dans le corroyage de ce fer.

Je ne saurais trop insister sur ce point de la production du fer à grains, car les conséquences qui en découlent sont de la plus haute importance et doivent

servir de base à un travail ultérieur que je me propose de publier *sur la texture du fer* en général.

Je pense que le seul puddlage convenable au point de vue d'un bon produit, c'est le puddlage à grains, et que toutes les forges doivent autant que possible rechercher cette fabrication.

Mais, me dira-t-on, vous ne pouvez pas éloigner de l'industrie le fer à nerf dont l'emploi est souvent indispensable. Je répondrai à cela que le fer à nerf n'est qu'un changement moléculaire (1), un métamorphisme du fer à grains, et qu'en règle générale, étant donné du fer brut à grains, il est toujours possible de le transformer à nerfs.

Je craindrais de sortir du sujet que je me suis proposé dans ce travail en donnant plus de développement à l'idée que j'émets ici succintement, sur laquelle de nombreux et sérieux essais n'ont pas laissé de doute, et qui fera le sujet, comme je l'ai dit plus haut, d'un travail plus étendu.

Acier naturel.

Je ne parlerai pas de la forme des fours employés dans cette fabrication; c'est la même que celle déjà décrite au commencement de ce mémoire, et dont j'ai donné un dessin coté à l'appui de ce travail.

Les conditions de fabrication sont identiques à celles que j'ai données pour le fer à grains, en ce qui regarde l'entretien du four, la nature du combustible et les qualités des fontes à employer. Il n'y a de différent que le puddlage.

---

(1) Cette idée première, qui servira de base à une nouvelle manière d'envisager le fer comme texture et qui nous conduira à abandonner la classification de fer à grains, — fer à nerf, — fer mélangé de grains et de nerfs, pour la remplacer par une autre beaucoup plus simple, est entièrement due à M. Ch. Pernot, chef de fabrication aux forges de Vierzon.

Ce sont ces variations que je vais tâcher de faire ressortir et de développer avec soin.

Tout ce que j'ai fait observer pour le chargement de la fonte dans le four et la fusion s'applique sans aucune restriction à la fabrication de l'acier naturel. En deux mots, la fonte doit fondre le plus uniformément possible de manière à ne pas laisser de petits fragments non fondus au milieu du bain, au moment où commence le brassage de la masse.

La fusion de la fonte obtenue, le puddlage se commence à l'abri du contact de l'air en lui fermant tout accès au moyen des registres dont sont munies les cheminées. Une fumée épaisse sort alors en abondance par la porte de travail.

Dès que le bouillonnement de la masse a commencé, on jette dans le four, par la petite porte de travail, environ 1/2 kil. de peroxyde de manganèse grossièrement pulvérisé, qui agit ici de deux manières différentes :

1° En augmentant la fluidité des scories ;

2° En formant des scories non oxydantes.

En favorisant la formation de scories très-fluides, on obtient un contact plus intime des parties carburées avec l'agent oxydant, et par suite une action décarburante plus uniforme et mieux répartie.

En formant par l'addition de manganèse des scories non oxydantes, on ralentit la décarburation.

En un mot on a, par ce moyen, une décarburation lente qui permet le départ des métaux étrangers, tout en conservant une forte dose de carbone.

Le brassage de la masse se continue donc activement toujours sous l'influenee de ces scories non oxydantes et en présence d'une *fumée* épaisse dans le four,

absolument comme il a été dit dans le puddlage pour le fer à grains.

Bientôt le bain s'épaissit par le refroidissement dû au faible tirage et à la décarburation. *La fonte monte.*

Il est bon d'ajouter à ce moment encore 1/2 kil. de manganèse pour diminuer autant que possible le pouvoir oxydant des scories (1).

A cet instant le puddleur ouvre un peu les registres de la cheminée du four de manière à avoir *de la flamme blanche* au lieu de fumée (2), c'est-à-dire il élève la température sans obtenir une décarburation trop active.

La chaleur est nécessaire dans cette deuxième partie du puddlage, sans quoi il serait impossible, sur la fin de l'opération, de souder les particules d'acier qui tomberaient éparses sous le marteau cingleur.

Le brassage se poursuit donc dans ces conditions en poussant du charbon sur la grille de manière à élever fortement la température, jusqu'à ce que la masse prenne de la consistance par sa tendance à se souder. *Le moment est arrivé de faire les boules.*

C'est là où l'œil et l'habitude de l'ouvrier font le succès de l'opération. Mais pour ne pas rester à la merci d'ouvriers souvent inintelligents, je vais donner d'autres signes annonçant d'une manière certaine la fin de l'opération.

Dès le début du brassage, il se forme des scories

---

(1) Comme on le verra dans les observations de M. Gruner sur le même sujet (livraison prochaine), l'oxyde de manganèse ajouté ne saurait avoir pour effet de *diminuer* le pouvoir oxydant des scories.

(2) Cette flamme blanche abondante annonce une combustion complète des gaz et des particules de charbon entraînées par le tirage de la cheminée, et par suite une haute température dans le four.

très-fluides qui n'ont qu'une faible adhérence au ringard du puddleur. En retirant l'outil du four, elles tombent facilement et présentent un aspect rougeâtre.

Plus on avance dans l'opération, plus la scorie adhère, plus son aspect devient blanc, et l'on commence à observer sur l'outil, au sortir du four, quelques grains de fer *très-petits* qui étincellent faiblement à l'air.

Lorsque la fin de l'opération est arrivée, le nombre et la grosseur des grains augmentent, leur aspect devient brillant parmi la scorie. L'abondance des grumeaux, leur aspect blanc étincelant, combinés à la résistance que le puddleur éprouve à remuer la masse qui tend à se souder, sont des indices certains de la fin du puddlage que tout métallurgiste exercé saisit facilement (1).

Il peut arriver aussi que la fonte employée provienne d'une mauvaise allure de fourneau et ne présente pas l'homogénéité; alors on apercevra déjà sur le ringard les grumeaux de fer brillant étincelants, et cependant la masse entière n'aura pas toute pris nature ou tendance à se souder. On peut dire, sans crainte de se tromper, qu'avec cette fonte on ne fera jamais de l'acier. Le bain présente à la fois du fer et de la fonte.

L'opération marche bien lorsque les grumeaux brillants apparaissent sur le ringard retiré d'une masse à aspect homogène, compacte, sur laquelle on n'aperçoit pas de matières ferreuses brillantes en saillie, comme dans les deux cas dont je viens de parler.

(1) Il est déjà possible à l'ouvrier exercé de juger à ce moment de la qualité que présentera le produit fabriqué. En effet, si pendant le brassage, au moment où apparaissent les grains, le bain semble hérissé de petits mamelons brillants en saillie au milieu d'une pâte homogène, on est sûr que le produit obtenu ne sera pas de l'acier, ou du moins ce sera un produit aciéreux ou ferreux à la fois, le puddlage a été poussé trop loin.

La fin du puddlage attestée par tous les indices que je viens de donner, on ferme immédiatement les registres des cheminées de manière à n'avoir plus à ce moment dans le four que *de la flamme chargée de fumée* et arrêter toute décarburation. Les gaz se présentent sous forme de tourbillon rouge sombre et ne sont point oxydants ; ce qui le prouve, c'est la difficulté qu'éprouve à brûler l'oxyde de carbone sortant encore de la masse qui, à ce moment, est couverte d'une flamme bleue très-abondante. Ce fait est très-facile à observer.

Le puddleur, après avoir un peu soulevé la masse, fait ses boules, en la divisant en plusieurs morceaux ou pains.

Chaque morceau est serré aussi fortement que possible entre le crochet du ringard et le devant du four, en ayant bien soin de ne pas replier les particules d'acier les unes sur les autres en faisant rouler les boules dans le four, comme cela se pratique pour le fer ordinaire (1) ; car toute repliure d'acier sur lui-même dans la confection des boules est un défaut de soudure, et l'acier est réputé, dans ce cas, manquer d'homogénéité.

Une boule confectionnée par le puddleur est portée rapidement par son aide au marteau cingleur.

Pendant le cinglage de celle-ci, une deuxième est confectionnée et portée de suite au marteau.

---

(1) Je ne saurais trop insister sur cette manière de faire les boules. C'est essentiel pour une bonne fabrication. Si le puddleur replie l'acier sur lui-même, on est bien sûr d'avance d'avoir un acier détestable par défaut de soudure. Il serait à désirer que l'on pût trouver le moyen de serrer chaque pain ou morceau de la masse dans le four, entre deux leviers puissants comme des mâchoires de tenaille, par exemple ; car le marteau cingleur a encore l'inconvénient de replier l'acier sur lui-même et d'amener des défauts de soudure.

Cette opération doit être faite avec beaucoup de célérité pour prévenir toute action décarburante par un séjour trop prolongé du métal à l'air.

Au sortir du four à puddler et pendant le martelage, les boules lancent des flammes bleues très-abondantes qui sont toujours un signe certain de la production de l'acier. Elles sont la preuve évidente d'une teneur considérable en carbone et ne sont dues qu'à la réaction des scories sur ce dernier. C'est de l'oxyde de carbone.

Après le cinglage, les massiaux ou blooms sont étirés dans des cylindres ébaucheurs en barres plates destinées au corroyage, absolument comme dans la fabrication du fer ordinaire ou du fer à grains. Je dirai cependant que, le soudage de l'acier sur lui-même présentant quelques difficultés, il convient *autant que possible* de laminer cet acier brut en *billettes*, c'est-à-dire en barres rondes ou ogivales, pour de là les étirer en échantillons marchands sans misage. On est ainsi plus sûr d'obtenir des barres exemptes de défauts.

Enfin, en terminant ce qui a rapport au puddlage proprement dit ou plutôt à l'obtention de l'acier brut, il est nécessaire, dans les usines où l'on désire avoir une fabrication régulière et irréprochable, de casser toutes les barres pour les classer par qualité suivant l'aspect du grain; car bien que l'ouvrier fasse tous ses efforts pour éviter une décarburation trop active de la fonte, il est à craindre que la dernière boule ne soit un peu plus décarburée que les autres et ne fournisse un acier trop ferreux. D'ailleurs une charge de mauvaise fonte pourrait quelquefois détériorer toute une fabrication de plusieurs jours.

Ce défaut que l'on reproche quelquefois à ce genre de fabrication, *l'irrégularité du produit*, provient toujours d'un manque de soin dans le triage des barres,

bien entendu lorsque les fontes employées sont irréprochables et que le puddlage a été bien conduit.

Réchauffage et corroyage de l'acier.

Je ne dirai qu'un mot du réchauffage et du corroyage de l'acier naturel, dont je viens de décrire la fabrication.

Les fours à réchauffer ordinaires, dans lesquels se fait cette opération, ayant toujours une action oxydante énergique, il convient de clore en grande partie le tirage, afin d'avoir, comme dans le puddlage, une grande quantité de fumée destinée à détruire l'oxygène qui pourrait passer librement à travers les barreaux, oxyder les barres d'acier et les décarburer.

Le vent forcé, sous la grille, sans être d'une nécessité absolue, devient très utile dans ce réchauffage ; il permet, puisque le tirage est en partie clos, de charger plus fortement la grille en charbon et, par suite, on a moins à craindre le passage de l'air libre.

Cet acier enfin, fait connu de tout le monde, ne doit pas être chauffé aussi énergiquement que le fer. A une haute température il se casse et tombe en morceaux, sans pouvoir s'étirer.

La chaleur rouge intense suffit, sans aller au blanc soudant exigé pour le fer.

Cette basse température, nécessaire au travail de l'acier, oblige presque toujours, dans le corroyage, à chauffer deux fois les paquets pour éviter les déchirures et avoir un bon soudage, c'est-à-dire que les paquets sont d'abord dégrossis, puis remis dans le four avant de passer dans les cylindres finisseurs.

Durée de l'opération. Déchet. Consommation de charbon.

Dans la fabrication du fer à grains et de l'acier naturel, le nombre de charges au four à puddler par douze heures varie de 4 à 5, selon la qualité des fontes employées. Le poids de la charge étant toujours de 180 kilog., avec les mêmes fontes on fait sept charges

par douze heures lorsqu'on travaille en fer à nerfs. Si les fontes employées sont très-pures et ne donnent pas de scories trop corrosives, on marche assez régulièrement avec le maximum.

Dans le cas contraire, la nécessité de refaire souvent la sole et de regarnir le pourtour fait que l'on dépasse rarement quatre charges. Refaire la sole avec des riblons (menue ferraille) est une opération qui exige au moins deux heures.

D'après cela, on voit qu'un four emploie en moyenne par mois 35.000 kilog. de fonte (1). La production en fer à grains ou acier puddlé est alors de 33.000 kilog., la fonte faisant un déchet de 5 p. 100 dans le puddlage.

Quant au déchet relatif de la fonte, pour obtenir ces deux produits, comparé à celui que donne le fer à nerfs ordinaire, il est de beaucoup inférieur, le déchet de la fonte pour fer à nerfs étant bien rarement au-dessous de 8 et 8 1/2 p. 100. Cela résulte de l'action oxydante peu énergique qui règne pendant le puddlage du fer à grains et de l'acier.

La consommation de la houille dans les fours à puddler est identiquement la même, que l'on fabrique du fer ordinaire, du fer à grains ou de l'acier. On consomme par poste de douze heures 14 à 17 hectolitres de houille menue, soit 1.120 à 1.360 kilog. pour 750 à 800 kilog. d'acier brut, ou 1.500 à 1.700 kilog. par tonne d'acier.

Au premier abord, cela semble une anomalie fort étrange; mais on ne tardera pas à trouver l'explication du fait, si l'on remarque que précisément la basse température et la faible combustion de la houille, né-

(1) Je compte 22 jours de travail régulier par mois; c'est la moyenne en comptant les chômages forcés pour réparation et les jours fériés.

cessaires pendant une période du puddlage pour fer à grains et pour acier, obligent de brûler, en pure perte, du charbon pour amener le four à une température suffisante pour la fusion de la fonte de la charge suivante. Cette quantité de houille est *au moins égale* à celle que l'on économise pendant l'opération précédente.

Résumé. Dans la fabrication du fer à grains, comme dans celle de l'acier naturel, il faut autant que possible opérer dans des fours à grand tirage, munis de bons clapets ou registres, afin que le puddleur puisse à volonté augmenter ou diminuer la température, et rechercher du bon combustible, des fontes grises, pures et manganésifères.

Le puddlage se fait à l'abri du contact de l'air dès que l'on s'est assuré d'une fusion complète de la fonte. Après un laps de temps plus ou moins long de brassage dans ces conditions, la fonte s'épaissit et monte. On ouvre alors les registres et l'on cherche à atteindre la plus haute température possible, tout en continuant le brassage. La masse prend nature de fer. Le puddleur confectionne les boules qu'il porte au marteau, chacune d'elles immédiatement après sa confection.

Pendant la confection des boules, les registres doivent être suffisamment baissés pour avoir beaucoup de flamme dans le four, et éviter la décarburation.

Après le cinglage, les blooms ou massiaux sont étirés en barres comme dans la fabrication du fer ordinaire.

Acier naturel. Le puddlage se fait toujours après constatation de la fusion complète de la fonte, à l'abri de l'air, en présence d'une grande quantité de fumée dans le four. On ajoute du peroxyde de manganèse pour augmenter la fluidité des scories et leur enlever autant que possible leur propriété oxydante.

Le bain, sous l'influence du brassage, dans ces conditions, s'épaissit et monte.

Le puddlage se poursuit en ouvrant partiellement les clapets ou registres des cheminées de manière à augmenter la température et à avoir de la flamme dans le four. Bientôt le puddleur éprouve de la difficulté à brasser la masse par sa tendance à se souder; il aperçoit, en retirant son crochet du four, une quantité considérable de grumeaux de fer aciéreux blanc étincelant adhérente à son outil; le bain, à ce moment dans l'intérieur du four présente l'aspect d'une pâte homogène. Le moment est arrivé d'arrêter la décarburation.

L'ouvrier baisse les registres en partie, de manière à ne laisser entrer que l'air nécessaire à la combustion de la fumée et des gaz de la houille.

Il confectionne ses boules en ayant bien soin d'éviter toute repliure d'acier sur lui-même, et il continue pour le cinglage et le laminage comme il a été dit pour le fer à grains.

Le corroyage seul diffère un peu. Il suffit de remonter aux observations données plus haut à ce sujet; observations qui ne peuvent supporter de résumé, vu déjà la brièveté de leur description.

NOTE

SUR L'INJECTEUR AUTOMOTEUR DES CHAUDIÈRES A VAPEUR IMAGINÉ PAR M. GIFFARD

ET CONSTRUIT PAR M. H. FLAUD;

Par M. Ch. COMBES, inspecteur général, directeur de l'École des mines.

L'appareil récemment imaginé par M. Giffard, pour l'alimentation des chaudières à vapeur, a excité à très-juste titre, par son originalité, l'attention des ingénieurs. Il en a été fait déjà d'assez nombreuses applications à des chaudières de machines fixes ou de locomotives. Il nous a paru utile, en publiant sa description, d'y joindre quelques réflexions ou explications sommaires. Il nous sera peut-être possible de les compléter ultérieurement par des résultats d'expériences qui en seraient le complément naturel et presque nécessaire. En attendant, elles suffiront pour faire comprendre le jeu de cet ingénieux appareil et pourront détourner quelques personnes qui auraient des notions imparfaites en mécanique et en physique, de tenter des applications peu rationnelles des phénomènes naturels que M. Giffard a su mettre en œuvre avec autant d'habileté que de discernement.

L'injecteur des chaudières à vapeur de M. Giffard ne comporte aucune pièce solide mobile; il est fondé sur le principe de la communication latérale du mouvement des fluides. La *fig.* 1, Pl. III, représente une section de l'appareil par un plan passant par son axe.

L est un tuyau par lequel arrive la vapeur de la chaudière, dont l'émission peut être modérée ou interrompue complétement au moyen du robinet R. La vapeur pénètre par plusieurs ouvertures dans l'intérieur d'un cylindre *c* qui se termine par une partie conique aboutissant à un petit orifice circulaire. Une tige cylindrique pleine *t*, occupant l'axe du cylindre, est terminée par une pointe conique que l'on peut enfoncer graduellement dans l'ajutage qui l'enveloppe, de façon à faire varier par degrés la grandeur de l'espace annulaire par lequel la vapeur jaillit. La tige pleine *t* est enfoncée ou retirée au moyen d'une vis, dont l'écrou fixe est taraudé dans la douille qui termine le cylindre à l'extrémité opposée à l'orifice, et d'une petite manivelle extérieure *m*. La vapeur, à l'issue du cylindre *c*, jaillit dans l'intérieur d'un cône court, plus large que l'ajutage conique du cylindre *c*, et qui enveloppe extérieurement cet ajutage vers son extrémité, laissant entre les deux un espace libre annulaire. Le second cône est précédé d'une capacité E, à laquelle est adapté un tuyau T plongeant par son extrémité sous le niveau de l'eau froide contenue dans une cuve qui peut être établie à 1 ou 2 mètres au-dessous de E. La vis V et la manivelle *n* permettent de faire varier l'enfoncement de l'ajutage conique qui termine le cylindre *c* dans le cône plus large *d*. La *fig.* 1 suffit pour montrer comment, en tournant la vis engagée dans un écrou, qui fait système avec l'enveloppe extérieure de l'appareil et le cône *d*, on imprime au cylindre *s* et à toutes les pièces qui lui sont réunies un mouvement lent de progression suivant son axe. Lorsque la vapeur jaillit par l'orifice terminal de l'ajutage du cylindre, elle entraîne l'air contenu dans le cône plus large *d* et la capacité E où l'eau froide arrive bientôt par le tuyau T. Cette eau

se mêle à la vapeur qu'elle condense, et un jet d'eau sort par l'orifice du cône *d* avec une vitesse qui dépend de celle dont la vapeur était animée à sa sortie du cylindre *c* et de la quantité d'eau entraînée. Exactement en face de l'orifice par lequel l'eau jaillit, à une distance de 1 centimètre au plus, se trouve l'orifice d'un autre cône très-allongé I, dont l'axe est sur le prolongement de l'axe commun du cône *d* et du cylindre *c*, mais qui est évasé en sens inverse. La veine liquide sortant du cône *d* jaillit ainsi directement dans l'intérieur du cône I. Celui-ci est mis en communication avec l'intérieur de la chaudière par un tuyau L'; un clapet ou soupape S s'ouvrant vers la chaudière est interposé sur le trajet. Ce clapet est fermé par l'excès de la pression intérieure de la chaudière sur la pression atmosphérique, lorsque l'injecteur n'est pas en activité. Quand il fonctionne et qu'il est bien réglé, le jet s'engage entièrement dans le cône I, et tout le liquide rentre dans la chaudière en forçant le passage par le clapet S. La capacité E' qui existe autour des extrémités des deux cônes opposés l'un à l'autre, *d* et I, communique librement avec l'atmosphère par des ouvertures circulaires O,O qui permettent de voir passer l'eau du cône *d* dans le cône I. La veine est toujours trouble et opaque, soit parce que la vapeur n'est pas entièrement condensée, soit parce qu'un peu d'air est entraîné avec l'eau. Le tuyau T' sert à évacuer l'eau froide qui peut être aspirée en excès avant que l'appareil soit réglé, ou l'eau provenant de la vapeur condensée dans les premiers instants de la mise en train de l'appareil; il est ouvert dans l'atmosphère et ramène ces eaux perdues dans le réservoir d'eau froide.

L'alimentation au moyen de l'injecteur de M. Giffard a lieu d'une manière intermittente. L'appareil est mis

en train par l'ouverture du robinet R qui laisse arriver la vapeur de la chaudière. On fait varier la quantité de vapeur dépensée en enfonçant plus ou moins la tige pleine *t* au moyen de la manivelle *m*, et l'on règle la quantité d'eau alimentaire en enfonçant plus ou moins l'ajutage conique dans le cône enveloppant *d* à l'aide de la manivelle *n*. Le règlement se fait avec beaucoup de promptitude et de facilité.

Un mètre cube de vapeur d'eau saturant l'espace à la température de 152 degrés et sous la pression correspondante de 5 atmosphères, ou $5^k,165$ par centimètre quarré, pèse, en calculant son poids conformément aux lois de Mariotte et de Gay-Lussac, $2^k,5962$. Si l'on admet que la vapeur à cette densité et sous cette pression maintenues constantes s'écoule du vase qui la renferme dans l'atmosphère par un orifice qu'elle franchit en conservant toute sa densité, comme le ferait un liquide, sa vitesse de sortie, serait, abstraction faite des résistances occasionnées par la forme de l'orifice, égale à

$$\sqrt{2g\frac{P-p}{q}},$$

expression où g désigne la gravité, P et p les pressions respectives de la vapeur et de l'atmosphère sur l'unité superficielle et q le poids spécifique de la vapeur. Dans les conditions indiquées précédemment,

$$\frac{P-p}{q}=\frac{51.650-10.330}{2,5962}=15.916.$$

D'ailleurs, $g=9,8088$. La vitesse de sortie de la vapeur serait donc, dans l'hypothèse admise, de $558^m,79$ par seconde, et la hauteur génératrice de cette vitesse $\frac{P-p}{q}$ de 15.916 mètres.

Si l'on admet que, par suite de la forme du vase, de l'orifice, du tuyau qui amène la vapeur, ou de toutes autres circonstances, la vapeur se dilate en avant de l'orifice, de manière à le franchir sous la densité correspondante à la pression atmosphérique même, sa température ayant été entretenue constante par une source de chaleur, pendant la dilatation qui a lieu à l'intérieur du vase, la vitesse de sortie sera, dans ce cas, donnée par l'expression $\sqrt{2g\frac{p}{q}\text{ log. hyp }\frac{P}{p}}$, (a) où q exprime le poids spécifique de la vapeur sous la pression atmosphérique et à la température de 152 degrés, P, p et g ayant la même signification que précédemment. Le poids q est donné par l'équation :

$$q = 0{,}622 \times 1{,}299 \times \frac{1}{1 + 0{,}00366 \times 152} = 0^{k}{,}519;$$

le rapport $\frac{P}{p} = 5$; $\frac{p}{q} = \frac{10330}{0{,}519}$. En introduisant ces données numériques dans la formule (a), on trouve pour la vitesse d'écoulement de la vapeur sortant sous la pression atmosphérique $792^{m}{,}82$ par seconde. La hauteur génératrice de cette vitesse :

$$\frac{p}{q}\text{ log. hyp. }\frac{P}{p} = 32.044 \text{ mètres.}$$

Ceci signifie que la vapeur est animée, à sa sortie, d'une vitesse en vertu de laquelle ses particules considérées comme isolées et sans action les unes sur les autres remonteraient à une hauteur de 15.916 mètres ou 32.034 mètres dans un espace vide de toute matière, suivant que cette vapeur aurait conservé toute sa densité et sa pression, ou qu'elle se serait dilatée depuis la pression de 5 atmosphères jusqu'à celle de l'atmosphère ambiante dans l'intérieur du tuyau, avant de franchir

l'orifice d'écoulement. En d'autres termes, la force vive dont la vapeur est animée à sa sortie correspond à un travail moteur égal au poids de cette vapeur élevé à une hauteur de 15.916 ou de 32.034 mètres, dans les deux hypothèses extrêmes définies ci-dessus, et ce travail moteur n'est pas autre chose que le travail théorique de la vapeur, suivant qu'elle agit à pleine pression et sans condensation contre la pression atmosphérique extérieure, ou qu'elle agit en se détendant depuis la pression initiale de 5 atmosphères jusqu'à la pression atmosphérique, sa température initiale étant entretenue pendant l'expansion.

Ceci posé, la vapeur rencontre, immédiatement avant de passer dans l'atmosphère, de l'eau qui en opère brusquement la condensation et forme avec elle un jet entièrement liquide. La vitesse de l'eau qui vient condenser la vapeur est négligeable par rapport à la vitesse de celle-ci. Les réactions intérieures qui déterminent la condensation ne peuvent modifier la quantité de mouvement. Si donc on désigne par m la masse de vapeur qui s'écoule dans l'unité de temps, par M la masse de l'eau qui se mêle à cette vapeur condensée, pour former le jet liquide, par v la vitesse d'écoulement de la vapeur, par u la vitesse du jet après la condensation, on a la relation :

$$(m+M)u = mv, \qquad \text{d'où} \qquad u = v \times \frac{m}{m+M}.$$

La masse d'eau M doit être suffisante pour opérer la liquéfaction complète de la vapeur. Soit la température de l'eau égale à 15 degrés. Nous pouvons, pour un calcul approximatif, admettre que la vapeur abandonne, en se condensant, 550 unités de chaleur. Si l'on veut que le jet liquide soit à la température de 60 degrés,

le rapport de M à m sera déterminé par l'équation

$$M \times 15 + m \times 650 = (m + M)\, 60,$$

d'où
$$M = \frac{590}{45} \times m = 13{,}11 \times m.$$

Il faudra donc que le poids de l'eau soit, dans les conditions fixées ci-dessus, 13 fois environ le poids de la vapeur.

En admettant que le poids de l'eau soit 15 fois celui de la vapeur, on trouvera que la température du jet liquide serait de 57 à 58 degrés, l'eau étant toujours prise à la température de 15 degrés. Soit donc $M = 15m$; la vitesse u du jet sera $\frac{1}{16}$ de la vitesse de la vapeur, et la hauteur à laquelle il remonterait, en vertu de cette vitesse serait par conséquent $\frac{1}{16^2} \frac{v^2}{2g}$, tandis que les particules de vapeur isolées seraient remontées à la hauteur $\frac{v^2}{2g}$. Mais le poids du jet liquide étant égal à 16 fois celui de la vapeur, on voit que sa force vive est égale à $\frac{1}{16}$ de celle de la vapeur, avant sa condensation.

La vitesse du jet liquide étant toujours $\frac{1}{16}$ de celle de la vapeur sera comprise entre les limites extrêmes $\frac{558^m,79}{16}$ et $\frac{792^m,82}{16}$, $34^m,92$ et $49^m,55$ par seconde. Si elle est supérieure à celle avec laquelle l'eau à la température du jet jaillirait de la chaudière dans l'atmosphère sous la pression intérieure de 5 atmosphères, on comprend fort bien que le jet liquide étant lancé dans un ajutage de forme appropriée communiquant avec

l'intérieur de la chaudière, entrera dans celle-ci en refoulant l'eau qui tendrait à en sortir. Or si, faisant abstraction de l'influence de la dilatation de l'eau de 3 degrés à 57 ou 58 degrés, nous prenons 1 kil. pour le poids du litre d'eau composant le jet liquide, nous aurons, pour la vitesse avec laquelle l'eau à cette température tendrait à passer de la chaudière dans l'atmosphère, $\sqrt{2g \times 41^{m},32}$, $41^{m},32$ étant la hauteur d'une colonne d'eau qui fait équilibre à une pression de 4 atmosphères. $\sqrt{2g \times 41,32} = 28^{m},37$, vitesse assez au-dessous de la limite inférieure que nous avons trouvée à la vitesse du jet liquide, pour que l'on puisse regarder comme certaine la possibilité de faire entrer dans la chaudière, avec la vapeur condensée qui en émane, un poids d'eau égal à 15 fois celui de cette vapeur. L'eau entrante sera à la température d'environ 57 degrés.

On voit que le jet liquide ne pourrait plus entrer dans la chaudière, si sa vitesse tombait jusqu'à $28^{m}.37$ par seconde. Or c'est ce qui arriverait pour un poids d'eau égal à $\frac{558,79}{28,37} - 1 = 18,7$ fois ou à $\frac{792,82}{28,37} - 1 = 27,9$ fois le poids de vapeur, suivant que l'on admet que la vapeur, au moment où elle se mêle à l'eau, est animée d'une vitesse de $558^{m},79$ ou de $792^{m},82$ par seconde. Il est à peu près certain que la vitesse de la vapeur est bien plus rapprochée de la première limite que de la seconde; et, s'il en est réellement ainsi, la quantité d'eau qu'il est possible d'introduire dans la chaudière, au moyen de l'appareil injecteur, serait au plus 18 fois le poids de la vapeur qui alimente l'appareil.

Le volume d'eau alimentaire qu'il est possible de faire entrer dans une chaudière, au moyen de l'injec-

teur de M. Giffard, va en augmentant à mesure que la pression effective, c'est-à-dire l'excès de la pression de la vapeur sur celle de l'atmosphère extérieure, diminue. Ainsi, par exemple, si la pression effective n'est que d'une demi-atmosphère, le poids du mètre cube de vapeur sous cette pression et à la température correspondante de 111 degrés, sera de $0^k,8349$.

La formule $V = \sqrt{2g\frac{P-p}{q}}$ donne, dans ce cas, pour la vitesse de la vapeur jaillissant dans l'atmosphère, sans détente préalable :

$V = \sqrt{2 \times 9.8088 \times \frac{4710}{0.8349}} = 332$ mètres par seconde.

La vitesse avec laquelle l'eau liquide jaillirait sous la pression de $5^m,165$ d'eau, équivalente à une demi-atmosphère, serait seulement de 10 mètres par seconde en nombre entier; d'où il suit que la vapeur pourrait entraîner plus de 30 fois son poids d'eau, le jet liquide conservant encore une vitesse suffisante pour pénétrer dans la chaudière. La limite déterminée ainsi grossièrement est sans doute trop élevée, parce que, d'une part, la vitesse de la vapeur est diminuée par les résistances des tuyaux et de l'embouchure, et que, d'autre part, la densité du jet liquide est diminuée par l'élévation de température, par la vapeur imparfaitement condensée peut-être, et l'air entraîné. Mais il n'en est pas moins certain que l'alimentation sera d'autant mieux assurée et pourra être d'autant plus abondante que la pression effective sera moindre dans la chaudière.

Considéré comme appareil d'alimentation des chaudières à vapeur, l'injecteur de M. Giffard est, sans contredit, le meilleur de tous ceux que l'on ait employés

ou même que l'on puisse employer, comme il en est le plus ingénieux et le plus simple. Si l'on suppose en effet que, conformément aux notions anciennement admises, la quantité de chaleur contenue dans les corps se conserve intégralement à travers les changements de volume et d'état qu'ils subissent, indépendamment des quantités de travail moteur ou résistant qui sont les conséquences de ces changements, il est clair que le jeu de l'appareil de M. Giffard ne donnera lieu à aucune autre perte de chaleur qu'à celle qui aura lieu par radiation ou contact de la chaudière et de ses appendices avec le milieu ambiant. L'alimentation aurait lieu gratuitement.

Si, conformément aux principes plus rationnels de la nouvelle théorie dynamique de la chaleur, on admet que la chaleur se transforme en travail moteur et réciproquement, de sorte que tout travail moteur ou résistant, toute force vive développée ou détruite dans les changements de volume ou d'état des corps, soient accompagnés d'une disparition ou d'une production de chaleur équivalente, la quantité de chaleur dépensée, dans le jeu de l'appareil Giffard, sera précisément, abstraction faite des pertes par radiation ou contact avec le milieu ambiant, équivalente au travail moteur qui correspond à l'élévation de la quantité d'eau alimentaire du réservoir où elle est située et à son refoulement dans la chaudière sous la pression qui y existe. Nous sommes donc fondé à dire que l'appareil de M. Giffard est un appareil d'alimentation théoriquement parfait pour les chaudières à vapeur. L'auteur a prouvé que les dimensions peuvent en être combinées de manière qu'il fonctionne dans des conditions matérielles qui approchent beaucoup de cette perfection théorique.

Mais les machines qui seraient construites sur les

mêmes principes que l'appareil de M. Giffard, pour être appliqués à l'élévation de l'eau, ou plus généralement à la mise en mouvement de masses liquides ou gazeuses, la chaleur contenue dans le jet formé du mélange de la vapeur et des liquides ou gaz entraînés par elle étant inutile au résultat final, seraient de très-mauvaises machines au point de vue de l'économie du travail moteur. Ainsi nous avons vu que, si la vapeur entraîne n fois son poids d'eau ou de tout autre fluide, la force vive du jet est réduite à la fraction $\frac{1}{1+n}$ de la force vive dont la vapeur était primitivement animée, de telle sorte que la force vive perdue est la fraction $\frac{n}{n+1}$ de la force vive primitive. Cette perte augmente énormément avec le rapport du poids entraîné au poids de la vapeur, et ce rapport serait en général très-grand.

Un jet de vapeur sortant avec la vitesse due à une pression de 5 atmosphères peut entraîner 50 fois son poids d'eau et l'élever à une hauteur qui sera à peu près égale à $\frac{1}{2g} \times \left(\frac{558.79}{51}\right)^2 = 6$ mètres en nombre rond. La perte de travail moteur sera, dans cette hypothèse, les $\frac{50}{51}$ du travail total qu'aurait pu développer la vapeur agissant à pleine pression, sans détente et sans condensation, contre la pression atmosphérique extérieure.

Si un jet de vapeur animé de la même vitesse que précédemment entraîne 10 fois son poids d'air atmosphérique, jouant ainsi le rôle de machine soufflante, quelque bien disposé que l'on suppose l'appareil, la force vive dont sera animé le jet d'air humide ne pourra dépasser $\frac{1}{11}$ de la force vive de la vapeur, c'est-

à-dire du travail théorique que la vapeur agissant contre la pression atmosphérique et sans condensation aurait pu développer.

Les appareils de ce genre dont on fait et dont on pourrait à l'avenir faire usage peuvent être sans doute d'un emploi avantageux, dans des circonstances spéciales, en raison de leur extrême simplicité; mais ils n'en restent pas moins de très-mauvaises machines au point de vue de l'économie de la force motrice. C'est ce dont M. Giffard s'est très-bien rendu compte. Le mérite de son ingénieuse invention consiste donc dans l'application aux chaudières à vapeur et dans l'exécution d'un appareil qui fonctionne avec une facilité et une régularité parfaites; qui, par exemple, à la manufacture impériale des tabacs, suffit pour alimenter des chaudières de 200 chevaux de force, où il injecte par heure, suivant ce qui nous a été dit, jusqu'à 4 mètres cubes d'eau.

Quelques personnes ont élevé des prétentions à l'antériorité de l'invention de M. Giffard. Si elles n'ont pas utilisé le jet de vapeur d'une chaudière pour l'alimentation de cette chaudière elle-même, ou réalisé d'autres applications où la chaleur contenue dans le jet entraîné par la vapeur joue le rôle principal, elles n'ont fait, à notre avis, que de mauvaises machines, fondées sur le fait bien connu et appliqué depuis longtemps dans les trompes, les tuyères des locomotives, etc., de l'entraînement des liquides ou des gaz par communication latérale.

L'injecteur de M. Giffard est appliqué, depuis plus d'un mois, à une locomotive du chemin de fer de Paris à Strasbourg. On avait d'abord laissé en place des pompes alimentaires, afin de pouvoir s'en servir au besoin;

mais il n'a pas été nécessaire d'y avoir recours : après avoir reconnu que l'action de l'injecteur était facile et sûre, la pompe a été enlevée il y a une quinzaine de jours.

L'injecteur est placé horizontalement et fixé par deux pattes en fer sur le flanc gauche de la chaudière, les manivelles des deux vis *m*, *n* tournées vers l'arrière, du côté du mécanicien; l'espace entourant l'ajutage conique terminal du cylindre qui reçoit la vapeur est mis en communication, par un tuyau qui traverse la plate-forme de la locomotive, avec la conduite amenant l'eau du tender. Le tuyau conique I qui reçoit le jet liquide aboutit à une boîte cylindrique verticale renfermant le clapet S qui est établi au-dessus du point d'insertion du tuyau sur la boîte. Au-dessus du clapet est inséré le tuyau qui débouche dans la chaudière, vers la partie inférieure et à l'avant, au point même où était adapté l'ancien tuyau d'alimentation de la pompe; la boîte cylindrique est fermée supérieurement par une plaque fixée au moyen d'un étrier et d'une vis, de façon que le clapet soit facilement accessible, même pendant la marche de la machine. La boîte cylindrique ouverte dans l'atmosphère, qui réunit les deux parties de l'appareil, et dans l'axe de laquelle on peut voir la veine liquide passer du cône injecteur dans le cône récepteur, est munie à sa partie inférieure d'un bout de tuyau par lequel l'eau aspirée, quand elle n'est pas reçue tout entière dans le cône I, s'écoule en dehors; elle tombe, sous les yeux de l'observateur, dans un entonnoir d'où elle peut être ramenée au tender.

Quand l'appareil n'est point en action, le robinet du tuyau de prise de vapeur est fermé et, de plus, la tige pleine *t* est enfoncée dans l'ajutage terminal du cylin-

dre C. Si le mécanicien veut alimenter, il ouvre d'abord le robinet. La vapeur arrive dans le cylindre qu'elle échauffe en se condensant partiellement, mais d'où elle est empêchée de sortir par l'enfoncement de la tige *t*; il retire celle-ci en tournant la manivelle *m* un instant après l'ouverture du robinet. L'eau du tender est immédiatement aspirée; la totalité de celle qui arrive ne pénètre pas tout de suite dans le cône récepteur, une partie s'écoule par le tuyau de trop-plein. Pour que cet écoulement cesse, et que la totalité de l'eau aspirée pénètre dans le cône récepteur et de là dans la chaudière, il faut que l'ajutage conique terminal du cylindre C soit convenablement enfoncé dans le cône extérieur. Le degré d'enfoncement, qui est réglé par le mécanicien au moyen de la vis et de la manivelle *n*, doit être d'autant plus grand, et l'espace annulaire par lequel l'eau passe est, par conséquent, d'autant plus rétréci que la pression est moindre dans la chaudière. Ainsi, par exemple, si au moment où l'appareil a été mis en jeu, le manomètre de la chaudière accuse 7 atmosphères et que l'on ait réglé l'enfoncement de l'ajutage dans le cône de manière que la totalité du jet liquide pénètre dans le tuyau conique récepteur, et qu'il ne s'écoule pas d'eau par le tuyau d'évacuation, ce dernier tuyau donnera de l'eau aussitôt que le manomètre accusera une pression sensiblement inférieure à 7 atmosphères, et plus la pression diminue, plus la quantité d'eau perdue va en augmentant. Pour faire cesser cet écoulement, il faut, à mesure que la pression s'abaisse, enfoncer de plus en plus l'ajutage du cylindre dans le cône extérieur: l'effet de cet enfoncement est tellement sensible que le mécanicien me disait qu'on pourrait reconnaître quelle est la pression dans la chaudière par la quantité dont

le cône intérieur doit être enfoncé dans le cône extérieur pour supprimer l'écoulement de l'eau par le tuyau d'évacuation, comme par l'inspection du manomètre. Lorsque l'on veut alimenter au moyen de l'injecteur une chaudière de locomotive au repos, avant qu'elle soit en vapeur, la pression intérieure n'étant que d'une atmosphère 1/2 ou 2 atmosphères par exemple, il faut renfoncer beaucoup l'ajutage du cylindre dans le cône extérieur, et pour cela faire faire plusieurs tours sur son axe à la vis V, la manivelle *n* doit donc être disposée de manière que cela soit facile; c'est ce qui n'a pas lieu dans l'injecteur tel qu'il est actuellement installé sur la locomotive du chemin de l'Est. La manivelle ne pouvant faire un tour entier, le mécanicien est obligé de l'enlever et de la replacer sur son quarré, quand il veut injecter de l'eau dans la chaudière au repos, avant qu'elle soit en vapeur. Il est bien évident qu'en rétrécissant l'espace annulaire entre l'ajutage du cylindre et le cône par lequel passe l'eau liquide aspirée, on diminue le volume de celle-ci. Les faits que je viens de rapporter ne sont pas en contradiction avec ce que j'ai dit de la facilité plus grande d'alimenter une chaudière, au moyen de l'injecteur, à mesure que la pression intérieure diminue; car la vitesse d'écoulement de la vapeur venant de la chaudière diminue à mesure que la pression s'abaisse; le poids de la vapeur dépensée dans l'unité de temps diminue beaucoup plus rapidement, en raison composée des décroissements de la vitesse et de la densité. La quantité d'eau mêlée à la vapeur et injectée dans la chaudière dans l'unité de temps doit donc décroître avec la pression intérieure, bien que le rapport du poids de l'eau à celui de la vapeur aille en augmentant. Or comme cette quantité d'eau affluente dans l'unité de temps dépend surtout de la grandeur de

l'espace annulaire existant entre les parois externe de l'ajutage et interne du cône extérieur, on conçoit facilement comment il se fait que cet espace doive être rétréci à mesure que la pression diminue dans la chaudière.

EXTRAITS DE MINÉRALOGIE

Par M. DE SÉNARMONT.

(TRAVAUX DE 1858.)

Sur l'ersbyite; par A.-E. NORDENSKIÖLD.

(*Beskrifning, etc., Jahrb. f. Min.*, 1858, 312.)

Minéral cristallin en prismes obliques, peut-être doublement obliques, décrit par M. Nordenskiöld comme une scolézite anhydre, et souvent pris pour une wernérite.

La composition en est, suivant A.-E. Nordenskiöld :

$$CaO\,SiO^3 + Al^2O^3\,SiO^3.$$

Nouvelle analyse de l'orthite de la mine de Naes, près Arendal; par D. FORBES.

(*Edinb. New Phil. Journ.*, t. VI, 112.)

SiO^3	31,03
Al^2O^3	9,29
Be^2O^3	3,71
FeO	20,68
MnO	0,07
CeO	6,74
LaO	4,35
CuO	trace.
YO	1,02
CaO	6,68
MgO	2,06
KO	0,90
NaO	0,56
HO	12,24
	99,33

D. Forbes exprime cette composition par la formule :

$$3(3RO, SiO^3) + 2(R^2O^3, SiO^3) + 10HO.$$

Sur la gramenite de Meiyenberg (Siebengebirg); par BERGEMANN.

(*Jahrb. f. Min.*, 1857, 395.)

Petites lamelles fibreuses vertes, d'un aspect gras. Dureté, 1. Densité de la masse séchée à 100°, 1,87.

Les acides les décomposent complétement, mais avec difficulté.

Ce minéral est analogue à la pinguite et à la nontronite :

SiO^3	38,39
Fe^2O^3	25,46
Al^2O^3	4,87
FeO	2,80
CaO	0,56
MnO	0,67
MgO	0,75
KO	1,14
HO	25,36
	100,00

Sur la gongylite; par THORELD et par A.-E. NORDENSKIÖLD.

(*Beskrifning.*, etc. *Jahrb. f. Min.*, 1858, 312.)

Le premier a nommé ainsi un minéral trouvé à Yli Kitkajärvi (Finlande); jaune, d'un éclat cireux, à poussière blanche; ayant deux clivages assez faciles, à cassure conchoïde ou esquilleuse. Dureté, 4 à 5. Densité, 2,7.

Fusible au chalumeau en verre bulleux, après avoir donné de l'eau.

Nordenskiöld lui attribue la formule :

$$2RO, SiO^3 + 3R^2O^3, 3SiO^3 + 3HO.$$

Sur la néotokite et sur l'ellagite; par N. NORDENSKIÖLD.

(*Beskrifning*, etc. *Jahrb. f. Min.*, 1858, 312.)

La néotokite est un minéral amorphe, d'un éclat vitreux, opaque, noir, à poussière brune, à cassure unie ou conchoïde, trouvé dans le voisinage de Gåsbole, province de Sjundeå, en Finlande. Densité, 2,7 à 2,8. Dureté, 3,5 à 4.

La formule serait:

$$MgO, SiO^3 + 4(Fe^2O^3 Mn^2O^3)(SiO^3) + 6HO.$$

L'ællagite appartient probablement au type du prisme rhomboïdal oblique ; elle se trouve dans l'île d'Aland en masse cristalline, ayant deux clivages presque à angle droit. Opaque, à peine translucide sur les bords, jaune ; poussière blanche ; cassure inégale. Dureté, 2,5 à 3.

Fond au chalumeau en émail blanc.

Sa composition serait représentée par :

$$3CaO, 4SiO^3 + 4(Al^2O^3, SiO^3) + 12HO.$$

Sur la vorhauserite ; par KENNGOTT.

(*Jahrb. der K. K. Reichsanstalt*, 1857, 358.)

Minéral trouvé à Monzoni, dans la vallée de Fleims (Tyrol), au contact de la syénite avec le calcaire. Compacte, amorphe ; cassure conchoïdale ou inégale ; brun foncé passant au vert noirâtre ; éclat cireux passant au vitreux ; translucide sur les bords ; poussière brun clair. Dureté, 3,5.

Infusible au chalumeau ; devient gris et friable. En poudre fine, est attaqué entièrement par les acides sulfurique et chlorhydrique concentrés.

Analyse par Œllacher :

SiO^3	41,21
MgO	39,24
FeO	1,72
MnO	0,30
HO	16,16
Phosphate de chaux et chlorure de calcium	0,96
	99,59

De cette analyse, Kenngott déduit la formule :

$$2MgO, SiO^3 + 2HO.$$

Sur la chloropale du Meenser Steinberg, entre Göttingen et Münden ; par HAUSMANN.

(*Nachrichten von d. Univ.*, etc., *zu Göttingen*, 1857, 415, p. 213.)

Minéral terreux, quelquefois compacte avec une cassure conchoïde, se trouvant entre les colonnes d'un basalte. Vert pistache ; la variété compacte est translucide sur les bords. Dureté, 2,5. Densité, 2,105.

Analyses par Hiller : I, variété à cassure conchoïde ; II, variété terreuse :

	I.	II.
SiO^3	71,6	39,7
Fe^2O^3	16,3	28,0
Al^2O^3	2,1	3,7
MgO	1,5	2,4
MnO	trace.	trace.
HO	8,3	26,1
	99.8	99,9

Hausmann admet, comme Kobell, que la chloropale est un mélange d'opale avec un silicate hydraté de peroxyde de fer :

$$Fe^2O^3, 2SiO^3 + 3HO.$$

Analyses d'allophane de New-Charlton, près Woolwich; par A.-B. NORTHCOTE.

(*Phil. Mag*, [4] XIII, 338; *J. f. pr. Chemie*, LXXII, 130.)

I, allophane jaune d'ambre transparente. Densité, 1,77.
II et III, *id.* translucide friable. Densité (II), 1,84.
IV, *id.* rouge rubis transparente.

	I.	II.	III.	IV.	
Al^2O^3	31,34	37,30	39,09	32,88	
SiO^3	20,50	19,58	17,00	17,05	
CaO	1.92	1,36	1,50	1,34	
FeO	0,31	0,11	trace	6,59	(peroxyde.)
Ce^2	2,73	2,44	1,49	1,82	
HO	42,91	39,19	40,92	40,31	
(A 100°)	(27,11)	(20,76)	(20,10)	(21,97)	
	99,71	99,98	100,00	99,99	

D'après Northcote, en faisant abstraction des mélanges, l'allophane est une combinaison de 1 atome de silicate, Al^2O^3, $3SiO^3$ avec de 3 à 5 atomes d'hydrate d'alumine, Al^2O^3, 3HO.

Sur la pélicanite; par OUCHAKOFF.

(*Bulletin de l'Acad. de Saint-Pétersbourg*, XVI, 129.)

Minéral amorphe, verdâtre, à cassure conchoïde mate, translucide sur les bords. Dureté, 2,5. Densité, 2,256. Se décolore au chalumeau et se fendille, mais sans se fondre.

Quartz	10,30
SiO^3	58,90
PhO^5	0,16
Al^2O^3	20,49
Fe^2O^3	0,39
CaO	trace.
MgO	0,50
KO	0,29
HO	8,35
	99,38

Cette composition se rapproche de celle de la cimolite et répond à la formule $Al^2O^3, 3SiO^3 + 2HO$.

La pélicanite paraît être un produit de décomposition du feldspath.

Analyse d'antigorite; par G.-J. Brush.

(*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIV, 128.)

SiO^3	41,58
FeO	7,22
MgO	36,80
NiO, Cr^2O^3	traces.
Al^2O^3	2,60
HO	12,67

D'après cette analyse, Brush regarde l'antigorite comme une serpentine schisteuse.

Les caractères optiques s'opposent à cette réunion.

Analyses de serpentine; par Gilm.

(*Wien. Acad. Ber.*, XXIV, 287.)

I. Serpentine écailleuse (antigorite?) de Windisch-Matrei, vallée de Kals (Tyrol). Dureté, 3,5. Densité, 2,593.

II. Serpentine fibreuse feutrée (métaxite) de Pregratten (Tyrol). Dureté, 2. Densité, 2,564.

	I.	II.
SiO^3	42,42	42,19
MgO	38,05	38,71
FeO	5,71	5,98
Al^2O^3	0,65	0,62
HO	12,91	12,54
	99,74	100,04

Analyses de porcelanite; par J.-W. MALLET.

(*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 183.)

I. Porcelanite blanche de Jacksonville (Alabama).
II. *id.* du comté de Randolph (Alabama).

	I.	II.
SiO^3	39,75	19,85
SiO^3 libre	4,85	17,44
Al^2O^3	38,92	31,92
Fe^2O^3	0,78	traces.
CaO, MgO, NO	1,03	0,72
He	13,38	15,09
Partie non attaquée	0,90	14,28
	99,61	99,30

L'analyse I répond à la formule ;

$$Al^2O^3, SiO^3 + 2HO.$$

Analyses de kaolin de Zettlitz (Bohême); par A. BAUER.

(*Wien. Acad. Ber.*, XXII, 693.)

HO (de 100 à 150)	0,38
HO (au rouge)	5,60
SiO^3 (enlevé par la potasse au minéral calciné)	6,65
SiO^3	15,82
Al^2O^3	17,46
CaO, Co^2	0,40
Fe^2O^3	0,24
Quartz	53,40
MgO, KO	traces.
	99,95

La portion attaquable à l'acide sulfurique renfermait ;

SiO^3	48,61
Al^2O^3	38,90
Eau	12,47
	99,98

ce qui répond à :

$$3Al^2O^3, 4SiO^3 + 6HO,$$

Sur quelques zéolithes; par HEDDLE.

(*Phil. Mag.*, [4] XIII, 58.)

Heddle regarde la mésolite comme formant une espèce différente de la scolézite. Il réunit au contraire l'antrimolithe de Thomson à la mésolite. Le mésole forme pour lui une espèce sous le nom de Faröelite.

Analyses :

I. Mésolite. Cristaux aciculaires blancs feutrés de Talisker (Skye).
II. *id.* Petites agrégations plumeuses, de Storr (Skye).
III. *id.* Masses rayonnées jaunâtres de Kilmore (Skye). Greg y a mesuré des angles de 89 et de 90°.
IV. *id.* Cristaux plumeux de Nalsöe (Faröe).
V. Antrimolithe de Thomson.
VI. Faröelite de Storr (Skye).
VII. *id.* de Portree (Skye).
VIII. *id.* de Uig (Skye).

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.	VIII.
SiO^3...	46,71	46,72	46,26	46,80	47,07	41,32	41,20	43,17
Al^2O^3..	26,62	26,70	26,48	26,46	26,23	28,44	30,00	29,30
CaO...	9,08	8,90	10,00	9,08	9,88	11,54	11.40	9,82
NaO...	5,39	5,46	4,98	5,14	4,89	5,77	4,38	5,33
HO...	12,83	12,92	13,04	12,28	12,24	13,26	13,20	12,40
	100,63	100,64	100,76	99,76	100,31	100,33	100,18	100,02

D'après ces analyses, Heddle attribue à la mésolite et à la faröelite les formules suivantes comprises entre celle de la mésotype et celle de la scolézite ;

Mésotype.......... $NaO, SiO^3 + Al^2O^3, SiO^3 + 2HO$.
Fargite (ancienne Galactite). $(2NaO, CaO)3SiO^3 + 3(Al^2O^3, SiO^3) + 7HO$.
Faröelite............ $(NaO, 2CaO)2SiO^3 + 2(Al^2O^3, SiO^3) +$ [illegible]HO.
Mésolite............ $(NaO, 2CaO)3SiO^3 + 3(Al^2O^3, SiO^3) +$ [illegible]HO.
Scolézite............ $CaO, SiO^3 + Al^2O^3, SiO^3 + 3HO$.

Analyse d'hypostilbite; par S. HAUGHTON.

(*Phil. Mag.*, [4] XIII, 509.)

Haughton regarde comme identique avec l'hypostilbite de Beudant un minéral de l'île de Skye, qu'il a analysé, et qui est le même, d'après ses caractères extérieurs, que la substance décrite par Heddle comme une laumonite effleurie.

Analyse :

SiO^3	52,40
Al^2O^3	17,98
CaO	9,97
MgO	0,36
KO	0,03
NA	1,40
HO	17,83
	99,97

Analyse de la stilbite de Seisser-Alpe; par BUKEISEN.

(*Wien. Acad. Ber.*, XXIV, 286.)

Stilbite en petites boules rayonnées, verdâtres, translucides ou transparentes de la Pufler Lahn (Seisser-Alpe). Accompagnée de chabasie et d'analcimie dans un mélaphyre. Dureté, 3,5. Densité, 2,0.

SiO^3	52,84
Al^2O^3	16,30
CaO	11,79
HO	17,16
	98,09

Sur la Uigite; par HEDDLE.

(*New Edinb. Phil. Journ.*, [2] IV, 162, et *Sill. Am. Journ.* [2], XXV, 414.)

Minéral blanc ou jaunâtre, en petites plaques disposées en gerbes, d'un éclat nacré, se trouvant à Uig (Skye), avec de la faröelite et de l'analcimie. Dureté, 3,5. Densité, 2,284.

Fusible au chalumeau en émail blanc.

Analyse :

SiO^3	45,98
Al^2O^3	21,93
CaO	16,15
NaO	4,70
HO	11,25
	100,01

Analyse de chaux phosphatée; par W. MAYER.

(*Ann. der Chem. und Pharm.*, CI, 281.)

Nodules fibreux et rayonnés du calcaire jurassique d'Amberg. Blanc jaunâtre, friable.

PhO^5	39,57
CO^2	2,78
CaO	52,21
MgO	0,09
NaO	0,27
KO	0,39
Fe^2O^3	0,90
Fl	1,90
Gangue et silice	1,96
	100,07

Mayer a trouvé aussi de l'iode dans ce phosphate. D'après Renisch (*N. Jahrb. für Pharm.*, VIII, 323), la présence de cet élément n'est pas constante.

Analyse de wavellite; par GENTH.

(*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 423.)

Wavellite en cristaux rhombiques groupés en étoiles, en masses botrygoïdes, avec du fer oxydé hydraté de Steamboat, comté de Chester (Pensylvanie).

PhO^5	34,68
Al^2O^3	36,67
HO	28,29
Fer ou hydraté mélangé	0,22
Fl	traces.
	99,86

Ces nombres s'accordent avec la formule :

$$3Al^2O^3, 2PhO^5 + 12HO.$$

Analyse de tryphilline de Bodenmais; par G.-R.-F. GERLACH.

(*Zeitschr. f. d. ges. Naturwissensch.*, IX, 149.)

PhO^5	40,32
FeO	36,54
MnO	9,05
CaO	0,58
MgO	1,97
KO	0,35
NaO	2,51
SiO	6,84
	98,16

Le rapport de l'oxygène des bases à un atome, à l'oxygène de l'acide phosphorique, est 3,4 à 5, c'est-à-dire très-voisin du rapport admis par Rammelsberg, 3,5 à 5.

Analyse de la perowskite du Kaiserstuhl; par Seneca.

(*Ann. der Ch. und Pharm.*, CIV, 371.)

Perowskite en petits cubes noirs clivables parallèlement aux faces du cube, de Schelingen (Kaiserstuhl). Dureté, 5,5. Densité, 4,2.

Moyenne de deux analyses :

TiO^2	59,12
CaO	35.82
FeO	6,11
	101,05

Les nombres répondent à la formule :

$$(CaO,\ FeO),\ TiO^2.$$

Sur le lapis-lazuli; par N. Nordenskiöld.

(*Bull. de la société des natur. de Moscou*, 1857, I, 213.)

D'après Nordenskiöld, la couleur bleue du lapis est rarement naturelle; mais elle est produite ordinairement par une élévation de température. Des cristaux de cette substance, venant du lac Baikal, étaient incolores avec des parties vertes, bleues, violettes, roses, et prenaient la belle coloration bleue qui caractérise ce minéral, lorsqu'on les chauffait.

Analyse de la tyrite de Helle; par D. Forbes.

(*Phil. Mag.* [4], XIII, 91.)

Forbes se refuse à admettre l'identité de la tyrite avec la fergusonite, soutenue par Kenngott. Il a analysé la tyrite de Helle, près Naesküll, aux environs d'Arendal : cristaux d'apparence carrée, avec un clivage net et deux indications de clivages, implantés sur un mica noir. Dureté, 6,5. Densité, 5,13

à 5,36. Couleur brune; poussière brun jaunâtre; éclat résineux tirant sur l'éclat métallique.

TaO^2	44,48
YO	27,83
CaO	1,68
CeO	5,63
LaO	1,47
FeO	2,11
UO	5,99
SnO^2	traces.
H^2O^3	3,55
ZrO	2,78
HO	4,66
	100,18

Sur l'iwaarite; par A.-E. NORDENSKIÖLD.

(*Beskrifning, etc., Jahrb. f. Min.*, 1858, 312.)

Minéral trouvé dans l'éléolithe à Iwaara, paroisse de Kucisamo (Finlande). Il cristallise dans le type régulier. Dureté, 6. Cassure conchoïde, passant à la cassure inégale; éclat adamantin; opaque; noir; poussière brune. Fusible au chalumeau en émail noir.

La composition en serait représentée par la formule :

$$2(3CaO, SiO^3 + Fe^2O^3, SiO^3) + TiO, Ti^2O^3.$$

Sur la tantalite; par A.-E. NORDENSKIÖLD.

(*Acta. soc Fennicæ*, V, 163; *Pogg. Ann.*, CI, 625.)

A.-E. Nordenskiöld distingue deux espèces de tantalites; l'une, à laquelle il laisse le nom de tantalite, se rencontre à Skogböle, paroisse de Kimito, et à Härkäsaari, paroisse de Tammela (Finlande). Elle est caractérisée par un éclat métallique faible, une couleur noire, une poussière brun noir ou brun girofle, une cassure inégale, une densité de 7,8 à 8, une dureté de 6,1 à 6,5.

Les cristaux appartiennent au type du prisme rhomboïdal droit; les axes sont dans le rapport de 1 : 0,8170 : 0,6517.

Faces dominantes . . . . h^1, $g^{12/8}$.
Faces subordonnées . . . . g^1, h^1, (b^1 $b^{1/2}$ $h^{1/3}$), e^2, e^{12}, $e^{3/4}$.

Mâcles suivant g^1.

Angles : b^1/b^1 sur les arêtes latérales. . . 91°44'.
sur les arêtes culminantes. 126°1' et 114°37'.

Au chalumeau donne très-faiblement les réactions du manganèse et de l'étain.

Analyse :

TaO^2	84,44
SnO^2	1,26
CuO	0,14
FeO	13,41
MnO	0,96
CaO	0,15
	100,36

Nordenskiöld exprime ces rapports par la formule :

$$2FeO, 5TaO^2.$$

L'autre espèce, qu'il désigne sous le nom d'ixiolithe, n'a été trouvée qu'à Skogböle, où elle accompagne la précédente. Elle possède un éclat métallique faible, une couleur gris noir, une poussière brune. Sa densité est de 7,0 à 7,1, et sa dureté, 6 à 6,5.

Elle cristallise dans le type rhomboïdal droit et ses axes sont dans les rapports 1 : 0,5508 : 1,2460.

Faces dominantes. . . . . . . P, h^1, g^1.
Faces subordonnées. . . . . . b^1, M, e^2, $e^{2/3}$ et e^4.

Les cristaux sont souvent mâclés suivant cette dernière face.

Angles :	b^1/b^1 sur les arêtes latérales	137° 40'
Id.	les arêtes culminantes	95 6
Id.	M/M	122 19

Ne change pas seul au chalumeau. Avec le borax, se dissout et donne les réactions du fer et du manganèse. Avec la soude sur le charbon, donne des paillettes d'étain.

Sur l'adelpholite ; par N. Nordenskiöld.

(*Beskrifning, etc., Jahrb. f. Min.*, 1855, 312.)

Minéral cristallisant dans le type carré, trouvé à Rajamäki et à Laurinmäki, près Torro, paroisse de Tammela (Finlande) avec de l'émeraude et de la tantalite, dans un feldspath.

Couleur brune ou noire; éclat gras; translucide sur les bords; poussière blanc jaunâtre; cassure conchoïde. Dureté, 3,5 à 4,5. Densité, 3,8.

C'est probablement du fer et du manganèse niobé et tantalaté; le minéral renferme 9,7 p. 100 d'eau.

Analyse de gœthite de Finstermüntz (Tyrol); par GILM.

(*Wien. Acad. Ber.*, XXIV, 289.)

Petites écailles trouvées dans une roche d'épidote veinée de calcaire.

Fe^2O^3	83,29
HO	6,82

Ce qui répond, à peu près, à Fe^2O^3, HO.

Sur le fer natif trouvé à Chotzen; par J.-G. et K.-A. NEUMANN.

(*Jahrb. d. K. K. Reichsanstalt*, 1857, 351 et 354.)

En creusant un tunnel à Chotzen, cercle de la Chrudim, en Bohême, on a trouvé dans le calcaire des rognons marneux pénétrés de fer oxydé hydraté, et renfermant, dans une cavité, du fer natif entouré d'une couche épaisse de rouille.

Ce fer a présenté la composition suivante :

Fe	98,33
Ni	0,61
As	0,32
G (graphite)	0,74
	100,00

Il est ductile; les acides n'y décèlent aucune trace de structure cristalline.

C'est probablement un fer météorique ancien.

Analyse de la coracite; par GENTH.

(*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 421. *Journ. f. pr. Chemie*, LXXIII, 206.)

C'est, d'après Genth, une pechblende impure.

U^2O^3	46,21
UO	16,47
Fe^2O^3	3,51
Al^2O^3	0,52
MgO	0,56
CaO	5,33
PbO	7,39
SiO^3	13,15
CO^2 et HO	6,14
	99,28

Analyses de sulfate et de sous-sulfate d'urane de Joachimsthal; par LINDACKER.

(*Vogl. Gangverhältnisse, etc. Joachimsthals. Teplitz*, 1857.)

I. Urane sulfaté.

II et III. Urane sous-sulfaté en mammelons terreux.

IV. Uranochalcite aciculaire vert pomme.

V et VI. Uranbluthe (zippeite) en aiguilles jaune de soufre ou jaune citron.

VII. Uranocher, jaune citron.

VIII. Uranocher, jaune orange.

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.	VIII.
SO^3. . . .	20,02	12,34	12,13	20,03	17,36	13,06	7.12	10,17
UO, U^2O^3.	67,72	79,50	79,69	36,14	»	»	»	»
U^2O^3 . . .	»	»	»	»	62,04	67,86	70,94	66,05
CuO . . .	5,99	»	2,24	6,55	5,21	»	0,23	»
CaO . . .	»	1,66	0,05	10,10	»	0,61	»	2,62
FeO. . . .	0,20	0,12	0,36	0,14	»	»	»	»
Fe^2O^3. . .	»	»	»		»	0,17	0,41	0,86
HO. . . .	5,59	5,49	5,25	27,16	15,23	17,69	20,88	20,06
	99,52	99,11	99,72	100,12	99,84	99,39	99,58	99,76

Analyse de bismuth sulfuré de Riddarhyttan; par F.-A. GENTH.

(*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 415.)

S	18,18
Te (*).	0.86
Bi.	77,33
Cu.	0,39
Fe.	0,31
X (**).	2,93
	99,44

(*) Avec une trace de selenium.

(**) Amphibole pénétrant le minéral.

En déduisant le fer et le cuivre à l'état de sulfures, et l'amphibole, il reste :

S.	18,65
Te.	0,32
Bi.	81,03

Nombres que Genth représente par la formule :

$$Bi, Te)S^3$$

Sur le weisskupfererz; par ROBELL.

(*Anzeigen d. k. Acad. d. Wiss*, 1857, n° 37. *Journ. f. pr. Chemie*, LXXI, 149.)

Le weisskupfererz de Schneeberg, de même que la lonchidite et la kyrosite, n'est autre chose qu'une pyrite blanche, mélangée de cuivre sulfuré et de fer arsenical.

Le weisskupfererz a donné à l'analyse :

S	48,93
Fe	43,46
Cu	3,00
As	0,67
Quartz	4,00
	100,00

Analyse de carrolite et de siégenite; par F.-A. GENTH.

(*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 418.)

I. Carrolite pure, à cassure conchoïde, d'une couleur gris d'acier, tirant sur le blanc d'étain, avec un reflet rougeâtre, de la mine de Patapsco (États-Unis).

La carrolite de la mine de Springfield (comté de Caroll, Maryland) se trouve quelquefois en octaèdre.

II. Siégenite de Mineral-Hill (comté de Caroll).

Clivable parallèlement à P; d'un gris d'acier tirant sur le jaune. Se trouve mélangée avec du cuivre sulfuré.

III. Siégenite de la mine de la Motte (Missouri). Rarement cristallisée, faces a^1, P, couleur gris d'acier clair.

	I.		II.	III.
S	41,71		39,70	41,54
Cu	17,55		2,23	trace. (*)
Ni	1,70		29,56	30,53
Co	38,70		25,69	21,34
Fe	0,46		- 1,96	3,37
Pb	»		»	0,39
Insoluble	0,07	(quartz)	0,45	1,07
	100,19		99,50	98,2

(*) Il y a aussi des traces d'antimoine.

Sur la harrisite et la cantonite; par N. A. Pratt (1) et F. S. Genth (2).

(1) (*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 409.)

(2) (*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 415.)

D'après Pratt, les deux sulfures de cuivre Cu^2S et CuS sont dimorphes et se trouvent dans la nature, le premier comme cuivre sulfuré prismatique et comme harrisite cubique, et le second comme covelline et comme cantonite cubique.

Genth regarde la harrisite et la cantonite comme des pseudomorphoses de galène en sulfure de cuivre et en covelline.

L'analyse de ces deux substances lui a donné pour la harrisite I, et pour la cantonite II :

	I.	II.
S.	20,65	32,76
Se.	0,05	trace.
Ag.	0,16	0,36
Cu.	77,76	65,60
H.	0,06	0,11
Fe	0,36	0,25
Partie insoluble.	0,67	0,16
	99,71	99,24

Sur l'énargite de Brewer's-Mine; par F.-A. Genth.

(*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 420.)

Genth considère comme de l'énargite un minéral noir de fer, d'aspect métallique, clivable suivant les faces d'un prisme rhomboïdal, qu'on a trouvé sur du quartz compacte à Brewer's-Mine (comté de Chesterfield, Caroline du Sud).

Il y a trouvé :

S.	33,78
As.	15,63
Cu.	50,59
	100,00

Analyse de la domeykite et de l'algodonite; par F. Field.

(*Chem. Soc. Qu. J.*, X, 289.)

I. Domeykite de Copiapo.

II. Domeykite de Coquimbo.

III. Algodonite d'Algodones, près Coquimbo, en petites

masses d'un blanc d'argent, recouvertes de cuivre oxydulé, à cassure grenue. Densité, 6,902.

	I.	II.	III.
Cu	71,56	71,48	83,30
As	28,44	28,26	16,23
Ag	»	»	0,31
	100,00	99,74	99,84

Les deux premières analyses conduisent à la formule Cu^6As et la dernière à $Cu^{12}As$.

Analyse de Kéramohalite; par L. Barth.

(*Wien. Acad. Ber.*, XXIV, 289.)

Minéral provenant de Nikolsdorf, au-dessous de Lienz (Pusterthal, Tyrol). Il forme une croûte mince jaunâtre fibreuse sur un schiste micacé.

Al^2O^3	15,8
Fe^2O^3	trace.
SO^3	36,0
HO	48,4
	100,2

Ce qui répond à la formule :

$$Al^2O^3, 3SO^3 + 18HO.$$

Sur la chérokine; par Shepard (1), Genth (2), F. S. Hunt (3).

(1) (*Treatise on Miner.*, 3e éd., 407; *Sill. Am. J.*, [2] XXIV, 38.

(2) (*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII.)

(3) (*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIV, 275)

D'après Genth et S. Hunt, la chérokine de Shepard est simplement une pyromorphite renfermant moins de 1 p. 100 d'une substance blanche, qui lui communique probablement sa couleur.

Analyse de l'arãoxène de Dahn, vallée de la Lauter (Bav. rhén.); par Bergemann.

(*Jahrb. f. Min.*, 1857, 397.)

PbO	52,55
ZnO	18,12
AsO^5	10,52
VO^3	16,81
Al^2O^3, Fe^2O^3 (*)	1,34
	99,33

(*) Avec un peu d'acide phosphorique.

Sur la hitchcokite; par SHEPARD (1), GENTH (2), DANA (3).

(1) (*Report on the Canton Miner.*, *etc.*, *New Haven*, 1856; *Miner.*, 2e éd., 401; *Sill. Amer. J.*, [2] XXIV, 41.)

(2) (*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIII, 424; XXIV, 183.)

(3) (*Sill. Am. Journ.*, [2] XXIV, 125.)

La hitchcokite de Shepard présente, d'après Genth, au microscope, une structure cristalline. Dureté, 4,5. Densité, 4,014. Il a trouvé pour sa composition :

Partie insoluble	0,48
Cl	0,04
Co^2	1,98
PhO^5	18,74
PbO	29,04
Al^2O^3	25,34
Fe^2O^3	0,90
CaO	1,44
HO	20,86
	99,02

et lui attribue la formule :

$$3PbO, PhO^5 + 2Al^2O^3, 2PhO^5 + 2(Al^2O^3HO) + 24HO.$$

Dana classe cette substance auprès du plomb-gomme.

Sur le mica à deux axes de Alt Kemnitz, près Hirschberg (Silésie); par WEBSKY.

(*Zeitschr. d. deutschen Geol. Gesellsch.*, IX, 310.)

Ce mica est cristallisé dans le type rhomboïdal oblique :

Faces . . . . M, g^1, P.
Angles. . . . . M sur M = 121°; P sur M = 90°.

Densité : 2,96.

Sur l'orthite de Laurinkari, près Abo; par A.-E. NORDENSKIÖLD.

(*Acta Soc. Fennicæ*, V, 174; *Pogg. Ann.*, CI, 635.)

Cristaux pénétrant la scapolite, rarement la chaux carbonatée; noirs, opaques, vitreux. Poussière blanche. Dureté, 6,5. Densité, 3,426.

La diagonale horizontale, la diagonale oblique et l'axe principal sont dans les rapports de 1 : 1,5516 : 1,8171.

Faces. . . . . h^1, e^2, e^4, e^1, o^2, e^2, b^2, b^1, M.
Inclinaison de la diagonale oblique sur l'axe. 64° 18'.

Angles de. . . . . e^2 sur e^1 = 154° 34'.
Id. . . . . e^2 sur e^4 = 150° 17'.
Id. . . . . e^2 sur b^1 = 128° 28'.
Id. . . . . e^2 sur M = 111° 37'.
Id. . . . . b^1 sur M = 151° 13'.

Les cristaux sont allongés dans le sens de la diagonale horizontale.

Sur la prosopite; par SCHEERER.

(*Pogg. Ann.*, CI, 361.)

La prosopite appartient au type rhomboïdal droit, avec hémiédrie des octaèdres. L'hémiédrie se fait comme si la petite diagonale était oblique.

Faces. . . . . b^1, g^3, g^1, ($b^{1/2}$, $b^{1/3}$, $g^{1/2}$), e^2.
Angles . . b^1 sur b^1 = 132° 57'.
($b^{1/2}$ $b^{1/3}$ $g^{1/2}$) sur ($b^{1/2}$ $b^{1/3}$ $g^{1/2}$) = 120° 56'.
g^3 sur g^3 = 74° 5' à 79°.
e^2 sur e^2 = 116° 5'.

Incolore; cassure inégale ou conchoïde. Dureté, 4,5. Densité, 2,890 à 2,898. Chauffée dans un tube, dégage de l'eau et du fluorure de silicium. Décomposable par l'acide sulfurique bouillant.

La prosopite renferme :

Al^2O^3.	42,68
CaO.	22,98
MnO.	0,31
MgO.	0,25
$SiFl^3$	10,71
HO	15,50
	92,43

Il y a en outre 0,15 de potasse.

Forme cristalline de la monazite; par ZSCHAU.

(*Allg. deutsch Nat. Zeit. Dresden*, 1857, 208 ; *Sill. Am. J.*, [2] XXV, 410.)

Grand cristal provenant de Helle (Norwège).

Angles. . . . . M sur M = 92° à 93°.
P sur a^2 = 130°.
P sur h^1 = 77°.
P sur b^1 = 124°.
P sur e^2 = 128°.
P sur e^1 = 119°.

Description d'un cristal de baryte sulfaté ; par F. Pfaff.

(*Pogg. Ann.*, CII, 464.)

Cristal allongé dans le sens de la petite diagonale.
De la Junge-Hohe-Birke, près Freiberg.

Faces. . . . P, M, $g^1 g^{5/3} h^1 h^3 h^5$, b^1, b^2, b^3,
a^1, a^4, a^6, e^3, $(b^1 b^{1/2} g^{1/2})$, $b^1 b^{1/2} g^{1/4})$,
$(b^{1/3} b^{1/4} h^{1/4})$, $(b^{1/7}, b^{1/8}, g^{1/12})$.

Forme cristalline de la strontiane sulfatée de Pschow ; par Websky.

(*Zeitschr. d. deutschen Geol. Gesellsch*, IX, 363.)

Cristaux de Pschow, près Rybwik (Haute-Silésie).

Faces. . . . P, M, g^3, h^1, h^3, b^1, a^4, a^6, e^1, e^2, e^3, e^4,
$(b^1 b^{1/2} g^{1/2})$, $(b^{1/2} b^{1/3} g^{1/3})$, $(b^{1/5} b^{1/6} g^{1/6})$,
$(b^{1/5} b^{1/16} g^{1/16})$, $b^{1/2} b^{1/3} g^{1/2})$, $(b^{1/2} b^{1/5} g^{1/3})$,
$(b^{1/3} g^{1/4} g^{1/3})$, $b^{1/7} b^{1/8} g^{1/7})$, $b^{1/22} b^{1/24} g^{1/23})$,
$(b^{1/3} b^{1/4} g^{1/2})$, $(b^{1/3} b^{1/4} g^{1/6})$, $(b^{1/5} b^{1/6} g^{1/9})$.
$(b^{1/15} b^{1/16} g^{1/24})$, $b^1 b^{1/2} h^1)$.

Forme cristalline de l'étain oxydé de Pitkäranda (Finlande), par A.-F. Nordenskiöld (1) et Gadolin (2).

(1) (*Acta. Soc. sc. Fennicæ*, V, 178 ; (*Pogg. Ann.*, CI, 637.)
(2) (*Verhandl. d. k. russ. min. Gesellsch.*, 1856, 184.)

Faces. . . . b^2, b^1, $b^{2/5}$, $b^{1/5}$, a^2, $(b^1, b^{1/2}, h^{1/12})$,
$(b^2, b^{2/5}, h^1)$, P, h^1, m, h^5, h^7.

Les faces suivantes sont moins sûres, n'ayant pas été déterminées par les zones auxquelles elles appartiennent :

$b^{3/2}$, $b^{1/7}$, $(b^{16/3}, b^{16/35}, h^{17/37})$ $(b^{1/5}, b^{1/30}, h^{1/12})$,
$(b^{4/3}, b^{4/11}, h^1)$ $(b^{1/5}, b^{1/13}, h^{1/9})$ $(b^2, b^{2/5}, h^{7/16})$,
$(b^1, b^{1/2}, h^{1/3})$, h^6, $h^{13/3}$, $h^{15/2}$, h^9, h^{11}, h^{13}, h^{15}, h^{21}, h^{27}, h^{63}.

Sur la beudantite; par F. Sandberger.

(*Pogg. Ann.*, C, 611 ; *Journ. f. pr. Chemie*, LXXI, 285.)

Les cristaux de Bernbach lui ont offert les faces a^1, P, $e^{1/2}$, et ceux de Hornhausen, $a^{1/4}$, $e^{11/4}$.

Dureté, 3,5. Densité (cristaux de Dernbach), 4,0018.

Les cristaux de Cork et de Dernbach ne renferment que de l'acide sulfurique et de l'acide phosphorique, mais ceux de Horhausen contiennent une quantité notable d'acide arsénique.

I. Beudantite de Dernbach.

II. Beudantite impure de Horhausen.

	I.	II.
SO^3	4,61	1,70
PhO^5	13,22	2,79
AsO^5	trace.	12,51
PbO	26,92	23.43
CuO	trace.	»
Fe^2O^3	44,11	47,28
HO	11,44	?
	100,30	»

Forme cristalline de beudantite; par DAUBER.

(*Pogg. Ann.*, C, 579; *Jahrb. f. Min.*, 1857, 511.)

Cristaux rarement nets de Dernbach, près de Montabaur (Nassau) et de Glandow, près Cork (Irlande).

Rhomboèdres P, e^1, $e^{5/7}$, $e^{2/3}$; a^1.

Angle de P sur P^1 (arêtes culminantes) = 91° 18′.

EXTRAITS DE CHIMIE

ET TRAVAUX DES LABORATOIRES DE CHIMIE DU SERVICE DES MINES DANS LES DÉPARTEMENTS.

(ANNÉE 1858.)

Sur la saponite, nouvel hydrosilicate d'alumine;

par M. J. NICKLÈS,
Professeur à la Faculté des sciences de Nancy.

Ce minéral se rencontre dans le bassin de Plombières, empâtant une roche de granite porphyroïde qui donne passage à une des sources d'eau minérale appelée *source savonneuse*, découverte au dernier siècle et mise en honneur par Alliot, premier médecin de Léopold Ier. Le minéral lui-même est déjà mentionné par les historiens de cette époque et notamment par Dom Calmet; ils l'appellent *pierre à savon*, et lui attribuent des propriétés merveilleuses qu'ils communiquent à l'eau minérale elle-même (1).

M. Jutier, ingénieur des mines chargé des travaux pour le captage et l'aménagement des eaux minérales de Plombières, a retrouvé cette substance. Il m'en a remis une certaine quantité, et sur sa demande, je l'ai soumise à un examen dont voici le résultat :

Tantôt la pierre à savon est blanche et saupoudrée d'une poudre brune qui n'est autre chose que le détritus du granite porphyroïde; tantôt, au contraire, elle est marbrée de bleu comme le savon de Marseille. Dans tous les cas, elle offre les apparences et le toucher du savon, se laisse couper et racler au couteau et même diviser entre les doigts.

---

(1) Dom Calmet. *Traité historique des eaux et bains de Plombières*, p. 252.

Le Maire, medecin stipendié de la ville de Remiremont et dont plusieurs mémoires sont insérés dans le traité de Dom Calmet, parle également d'un savon que l'on trouve dans les sources de Plombières, où, dit-il, « il se forme par une fermentation particulière quoique peu connue » (année 1748).

Geoffroy, *Histoire de l'Académie des sciences*, 1740, p. 60. « Il y a à Plombières des sources froides d'eau savonneuse. On y trouve des pierres qui sont comme du savon. »

Buc'hoz, médecin, botaniste lorrain. *Vallerius Lotharingiæ ou Catalogue des mines, terres, fossiles, sables et cailloux qu'on trouve dans la Lorraine et les trois évêchés.* — Nancy, 1768.

Parfois aussi, ce minéral est associé à des cristaux de spath fluor dont la présence à la base du bassin de Plombières a été signalée l'année dernière (1) en confirmation de la découverte que j'avais faite l'année précédente de la présence du fluor dans l'eau minérale de ce bassin (2).

Le minéral qui est associé au spath fluor est un peu plus humide que celui de la roche porphyroïde, du moins j'ai trouvé 1 p. 100 de plus dans le premier que dans le second; il m'a été remis par un habitant de Remiremont.

Il se délaye dans l'eau froide, mais ne s'y dissout pas; à l'eau distillée bouillante, il cède de quoi troubler le chlorure de baryum aiguisé d'acide chlorhydrique; l'oxalate d'ammoniaque en est également troublé. L'eau distillée avec laquelle il a été bouilli, est neutre aux réactifs.

Au chalumeau, il se dessèche, mais ne fond pas; avec le sel de phosphore, il se dissout par parties, en laissant un résidu de silice.

Chauffé dans une cornue, il abandonne de l'eau exempte d'ammoniaque.

Il est insoluble dans l'acide chlorhydrique froid; si cependant cet acide est fortement ferrugineux, tel que certains acides du commerce, il se décolore en partie au bout de quelque temps de contact avec de la raclure de ce minéral, laquelle, de son côté, se recouvre de sesquioxyde de fer.

L'acide sulfurique chaud le décompose; en ajoutant de l'eau, on obtient de la silice et une dissolution contenant une forte proportion d'alumine, de la chaux et un peu de chlore.

A froid, la potasse et la soude paraissent sans action; à chaud, ces alcalis dissolvent partiellement la pierre à savon : en neutralisant ensuite avec de l'acide acétique, on peut en séparer de la silice en gelée.

Certains échantillons contiennent de petites quantités de fer.

D'après tous ces caractères, ce minéral peut être considéré comme un hydrosilicate d'alumine; c'est aussi ce qui résulte de l'examen analytique.

Au rouge, il s'attaque assez bien par le carbonate de soude sec; j'ai remarqué que le minéral calciné et réduit en poudre

---

(1) *Comptes rendus de l'Académie des sciences*, t. XLVI, p. 1201.

(2) *Comptes rendus de l'Académie des sciences*, t. XLIV, p. 783; *Journal de chimie et de pharmacie*, t. XXXIV, p. 113.

se vitrifie moins aisément que le minéral naturel contenant toute son eau d'hydratation.

Convenablement divisé puis exposé à la température de 15 à 18° C., il perd 22 p. 100 d'eau ; il en perd 29 p. 100 sous une cloche sur l'acide sulfurique, et en reprend de nouveau 10 p. 100 dans une atmosphère humide.

La perte éprouvée au bain-marie est de 34 p. 100 ; elle est de 37 p. 100 par la calcination au rouge.

Les substances fixes qui composent cet hydrosilicate sont, essentiellement, de la silice, de l'alumine, et accessoirement, de la chaux et de l'acide sulfurique. Après avoir calciné la raclure de ce minéral pour la priver de son eau, on réduisit en poudre et on fit fondre avec quatre fois son poids de carbonate de soude sec et pulvérisé (1). Après le refroidissement, le verre opaque obtenu fut attaqué et dissous dans de l'acide chlorhydrique étendu ; la dissolution contenant des flocons de silice fut soumise à l'évaporation, puis on réduisit à siccité, on chauffa de manière à faire passer la silice dans sa modification insoluble ; on reprit par de l'acide chlorhydrique étendu, on précipita le liquide filtré par de l'ammoniaque pure.

Le minéral ne renfermant que des traces de fer, le précipité d'alumine fut considéré comme pur.

Le liquide de la filtration fut ensuite traité par l'oxalate d'ammoniaque qui précipita la chaux. Celle-ci a été dosée à l'état de sulfate, c'est probablement sous cette forme qu'elle est contenue dans le minéral.

Voici le résultat de l'analyse du minéral calciné et sec :

Silice	64,57	
Alumine	29,29	
Sulfate de chaux	5,61	($CaO = 2,30$)
Potasse, magnésie, fer, chlore et perte	0,63	
	100,00	

En faisant intervenir les 37 p. 100 d'eau constatés ci-dessus, nous obtenons :

Eau	37,00	
Silice	40,61	
Alumine	18,45	
Sulfate de chaux	3,53	($CaO = 1,40$)
Potasse, magnésie, etc.	0,41	
	100,00	

(1) Afin de l'avoir pur, on l'a préparé tout exprès avec du bicarbonate de soude, non pas avec du bicarbonate du commerce qui, comme celui de Vichy, renferme à l'état d'impuretés les substances salines que l'eau minérale contient elle-même, mais avec du bicarbonate obtenu, dans mon laboratoire, avec du carbonate de soude qui était déjà passablement pur.

Comme la chaux et l'acide sulfurique ne jouent aucun rôle essentiel ici, on peut réduire la composition à sa plus simple expression, et alors on trouve :

		Oxygène.	Rapport approché.
HO	38,54	34	4
SiO^3	42,50	22	3
Al^2O^3	19,20	8,9	1
	100,00		

Ce qui conduit à la formule

$$Al^2O^3, 3\,SiO^3 + 12\,HO.$$

On connaît plusieurs minéraux qui ont de la ressemblance avec celui qui est l'objet de cette note. MM. Berthier, Boussingault, Malaguti, Salvétat et Dufrénoy (1) en ont fait connaître des espèces ; aucun cependant ne contient autant d'eau que celui de Plombières, aucun non plus ne renferme la silice et l'alumine dans le rapport indiqué par ma formule.

Ce ne serait donc pas désigner suffisamment l'hydrosilicate de Plombières que de se borner à le ranger dans la catégorie des halloysites. Aussi je propose de l'appeler *saponite*, et de consacrer ainsi le nom de *pierre à savon* sous lequel ce minéral est depuis si longtemps connu dans la contrée et mentionné par les historiens.

Laboratoire de Saint-Étienne.

TRAVAUX DE M. LAN,

Ingénieur des mines, professeur à l'École des mineurs de Saint-Étienne.

I. *Recherches sur la composition de la fonte fondue aux diverses hauteur d'un bain.*

En étudiant les diverses transformations de la fonte pendant l'affinage, j'étais amené à me demander si la composition du bain était homogène sur toute la hauteur, ou si, peut-être, les diverses impuretés contenues dans la fonte ne se porteraient pas à la surface, arrivant ainsi naturellement au contact des scories affinantes qui recouvrent la fonte liquide. Ne peut-il se

---

(1) Dufrénoy, *Traité de minéralogie*, t. III ; Dana, *Mineralogy*, 4e édit., p. 251.

produire dans un bain de fonte la liquidation qu'on observe dans beaucoup d'alliages métalliques, pendant leur fusion d'abord et, postérieurement, pendant le refroidissement ?

Je n'étais pas le premier, du reste, à penser qu'il en pouvait être ainsi.

Je trouve, en effet, dans les notes de M. Durocher sur l'exploitation des usines dans le nord de l'Europe, l'aperçu suivant sur le même sujet : « *Souvent on donne à la tuyère une inclinaison de quelques degrés, qui paraît utile pour produire un commencement de décarburation, et, en même temps, scorifier les principes impurs, tels que le phosphore, l'arsenic, le soufre, le silicium et les métaux terreux qui, étant moins denses que le fer, tendent à se concentrer à la surface.* »

J'ai voulu vérifier ce que cette hypothèse pouvait avoir de fondé.

J'ai analysé successivement les fontes de *Terre-Noire*, de *Givors*, de l'*Horme*, c'est-à-dire les diverses variétés de ces produits obtenues dans le bassin de la Loire, et, par le fait, des fontes provenant des principales sortes d'allures : *allure froide*, *allure intermédiaire*, *allure chaude*.

1° Fontes de Terre-Noire.

Le seul haut-fourneau aujourd'hui en activité à Terre-Noire marche ordinairement en fonte d'affinage, traitant un mélange de *minerai de l'Ardèche* (La Voulte et Privas), *de minerai calcaire du Doubs* et de *l'Ain*, et *de minerai des houillères de Saint-Étienne*.

Le jour où j'ai recueilli une première série d'échantillons, l'allure était un peu froide, le laitier noir et la fonte blanche, à très-petites lames et légèrement caverneuse. — Dans le canal de coulée, allant de la dame à la lingotière qui reçoit toute la production d'un poste de 12 heures, j'ai fait puiser à la cuillère, sur le même point du canal, six prises, dont le n° 1 correspondait ainsi à la couche inférieure du bain contenu dans le creuset et le n° 6 à la couche la plus élevée.

Voici les résultats de l'analyse de ces six échantillons pour *carbone*, *soufre* et *silicium*.

	n° 1.	n° 2.	n° 3.	n° 4.	n° 5.	n° 6.	
Carbone. . .	2,900	2,800	2,500	2,800	3,000	3,200	(1)
Silicium. . .	{ 2,705 2,588 }	2,773	2,585	2,650	2,080	{ 2,705 2,720 }	
Soufre. . . .	0,90	0,45	0,60	0,60	0,73	{ 0,80 0,90 }	

A cause de l'allure un peu froide du haut-fourneau le jour où ces premières fontes avaient été recueillies, j'avais à craindre que la liquation en couches de diverses compositions en fût contrariée et que les premiers résultats que je venais de constater ne fussent pas définitifs.

Je retournai prendre de nouveaux échantillons un jour que l'allure était plus chaude, le laitier toujours un peu noir, mais la fonte blanche, même un peu lamelleuse et parfaitement fluide à la coulée.

Trois échantillons, correspondant aux couches extrêmes et à celle de la demi-hauteur du creuset, furent recueillis ce jour-là ; voici les résultats de mes recherches sur leurs teneurs en *carbone*, *soufre*, *silicium* et *phosphore* (ces fontes renferment des traces d'arsenic et des proportions sensibles de métaux terreux et notamment d'aluminium, mais j'ai négligé ces éléments, la recherche des quatre premiers suffisant au but que je me proposais) :

	n° 1.	n° 2.	n° 3.	
Carbone	3,00	3,25	3,15	(2)
Silicium	3,12	3,12	3,12	
Soufre	1,30	1,25	1,03	
Phosphore	0,285	non dosé.	0,214	

Ces résultats [2] concordent donc avec les précédents [1], pour montrer *qu'au moins en fonte blanche, il n'y a aucune régularité dans la distribution des impuretés contenues dans la fonte. et qu'elle ne paraît pas se liquater, dans le creuset du haut-fourneau, par couches de diverses natures.*

Cependant, à cause du mode même de coulée adopté à *Terre-Noire: coulée à très-gros jet* pour affinage, je pouvais craindre que la sortie de la fonte ne s'effectuât pas sans trouble dans le creuset, et, par suite, sans mélange de fontes peut-être différentes et séparées, à l'état de repos. — C'est alors que je m'adressai à MM. Prenat à Givors, dont les hauts-fourneaux marchent alternativement en moulage et affinage et dont la coulée se fait à jet mince et lentement.

2° Fontes de Givors.

Je ne fis d'ailleurs recueillir que deux échantillons : l'un au début de la coulée, l'autre à la fin. Le jour où ils furent pris, le haut-fourneau était en bonne allure de fonte truitée pour forge, les laitiers contenant une proportion plus qu'ordinaire

de chaux. Les minerais passés, à l'exception du minerai des houillères qui n'entre pas dans les charges de Givors, sont les mêmes qu'à Terre-Noire : on passe toutefois à Givors des proportions variables de minerai de l'île d'Elbe.

Le n° 1, qui occupait le point le plus bas du Creuset, était *une fonte blanche sublamelleuse;* le n° 2, au contraire, *fonte grise grenue*, occupait le point le plus élevé.

Cette première différence, déjà constatée d'ailleurs dans plusieurs fonderies au coke des bassins du Rhône et de la Loire, semble concorder avec les observations faites il y a déjà longtemps, dans les fonderies de fonte à acier du Rhin, par M. Stengel (voyez *Annales des mines*, 1828, t. IV, p. 245). — *Cet auteur remarque, en effet, que dans la fonte rubanée, la partie blanche est toujours au-dessous, tandis que la bande grise occupe la partie supérieure des masseaux.*

M. Stengel ajoute que les fontes blanches et grises *existent ensemble dans le creuset du haut-fourneau* et qu'elles se séparent l'une de l'autre *soit dans le creuset même, soit dans la fosse où on les coule;* cette séparation serait uniquement due à leurs différences de pesanteurs spécifiques. (La fonte blanche lamelleuse ayant une densité de 7,68 à 7,70, et la fonte grise 7 à 7,10.)

Voici les proportions de *carbone, soufre, silicium, phosphore* et *manganèse* que j'ai trouvées dans les n°s 1 et 2 de Givors :

	n° 1.	n° 2.
Carbone	5,750 p. 100	4,000
Silicium	3,640	3,200
Soufre	0,496	0,480
Phosphore	1,758	1,482
Manganèse	0,700	0,210

N. B. La teneur en phosphore est très-élevée, mais je rappelle que ces hauts-fourneaux marchent souvent en moulages fins et qu'on recherche, parmi les minerais calcaires, ceux réputés comme les plus phosphoreux, qui donnent les fontes les plus fluides.

Ici, l'on observera des différences de composition entre les fontes du dessus et du dessous du bain contenu dans le creuset du haut-fourneau ; elles sont peu considérables, il est vrai, mais assez grandes pourtant, au moins en ce qui regarde le *carbone*, le *silicium* et le *manganèse*, pour qu'on ne puisse pas les attribuer à des erreurs d'analyse.

Ce qui frappe avant tout, dans ces résultats, c'est que paraissant confirmer l'hypothèse d'une séparation intérieure des

fontes par liquation, ils la contredisent nettement quant à l'ordre qu'on aurait pu prévoir, comme qualité de produit, *le plus pur venant à la surface et le plus chargé d'éléments étrangers occupant le fond.*

D'un autre côté, il est bien vrai qu'en général les fontes grises renferment moins de carbone que les fontes blanches lamelleuses, mais elles tiennent généralement plus de silicium, de manganèse et pour le moins autant de phosphore. Or rien de pareil ici : nous observons dans le n° 2 une diminution générale des teneurs du n° 1 en ses diverses impuretés. Les différences ne sauraient donc tenir exclusivement à une liquation intérieure par laquelle la fonte grise et la fonte blanche, *préexistant dans le creuset*, se superposeraient simplement l'une à l'autre.

Il me semble que la seule explication possible est un commencement d'affinage, produit par l'action simultanée du laitier et du vent des tuyères à la surface du bain contenu dans le creuset.

Mais cette opinion n'expliquerait pas, bien plus elle semblerait contredire la superposition intérieure de la fonte grise.

On arrive ainsi naturellement à se demander si réellement, comme le supposait M. Stengel, la fonte grise préexiste dans le creuset du haut-fourneau, ou si plutôt on ne doit pas, avec d'autres auteurs, admettre qu'elle se forme à la sortie du haut-fourneau, pendant le refroidissement.

Remarquons que, toutes choses égales d'ailleurs, la fonte qui occupe la surface du bain sera toujours plus chaude et maintenue plus longtemps à haute température que celle qui se trouve au bas. N'en doit-il pas résulter que, placées à la sortie du fourneau dans les mêmes conditions extérieures, la première reste plus longtemps à se refroidir que la seconde, et par conséquent, que celle-là devienne grise, tandis que celle-ci reste blanche.

3° Fontes de l'Horme.

Enfin j'ai fait, à l'un des hauts-fourneaux de l'Horme, trois prises d'essai (*début*, *milieu* et *fin* de la coulée) en fonte grise de moulage, première fusion.

Cette fonte provenait du passage au haut-fourneau de charges où dominait le minerai de Veyras (Privas).

Les trois échantillons étaient d'un gris foncé, même un peu graphiteux :

	n° 1 (*).	n° 2.	n° 3.
Carbone	3,500	4,000	4,00
Silicium.	4,460	3,844	4,565
Soufre.	0,419	0,413	0,344
Phosphore. . . .	0,235	non dosé.	*0,285

(*) Début de la coulée.

Ainsi, dans le cas où la fonte doit être le plus liquide et le mieux se prêter à une liquation des parties d'inégale densité, nous n'apercevons rien qui témoigne même d'une tendance quelconque à cette séparation (1).

Dans les divers cas précédents, je considérais la fonte à l'état liquide. Mais remarquant que bien souvent le sulfure de fer se sépare à l'état cristallin, pendant le refroidissement des fontes et surtout de certaines fontes blanches, il m'a semblé intéressant de rechercher si la séparation en zones de différentes puretés ne se produirait pas dans un bain de fonte d'une certaine hauteur, soumis à un refroidissement lent.

Chacun connaît le fait de la séparation de la silice pendant le refroidissement de certaines fontes grises très-chaudes : des dépôts assez abondants de cette matière tapissent notamment les cavités que le retrait occasionne dans les angles intérieurs des coussinets et donnent lieu, dans cette fabrication, à de nombreux rebuts.

On a cru remarquer dans ces derniers temps, aux hauts-fourneaux de l'Horme, que si, au lieu de couler la fonte chaude, telle qu'elle sort du fourneau, dans les moules de coussinets, on la laisse d'abord un peu refroidir, l'expulsion de la silice au moulage est beaucoup moins fréquente. Il semble donc que le mode et la durée du refroidissement aient une certaine influence non-seulement sur la répartition du carbone, mais encore sur celle des autres éléments.

Grâce à l'obligeance de M. Marin, directeur de l'Horme, et de M. Bourgues, ingénieur des hauts-fourneaux, j'ai pu faire l'expérience suivante :

Dans une poche de 0m,35 de profondeur, de 0m,25 de diamètre

(1) Les diverses analyses qui précèdent vérifient une fois de plus ce qui a été souvent constaté, c'est-à-dire l'accroissement de la teneur en silicium et la diminution de la teneur en soufre quand de l'allure froide on passe à l'allure chaude, les lits de fusion restant d'ailleurs, comme c'est le cas ici, sensiblement comparables.

supérieur et $0^m,15$ de diamètre inférieur, nous avons reçu directement du haut-fourneau 125 kilogr. de fonte grise de moulage première fusion.

Dans ce bain nous avons enlevé douze rondelles successives, la fonte demeurant liquide pendant 20 ou 25 minutes. Pourtant, malgré l'enduit argileux qui garnissait les parois de la poche, nous n'avons pu empêcher le refroidissement latéral ni celui du fond, de sorte que les rondelles enlevées, nous avons, en plus, retiré une carcasse ayant la forme de la poche.

J'ai fait détacher *du fond*, *de la mi-hauteur* et *du bord supérieur* de cette carcasse, des fragments afin de reconnaître comment la fonte était composée sur ces divers points.

Les analyses de ces divers échantillons ne sont pas encore terminées ; mais les premiers résultats obtenus ne semblent pas annoncer de grandes différences de composition entre les diverses zones.

Ainsi les trois échantillons de la carcasse m'ont donné très-approximativement la même teneur : *en silicium*, 3,80 *à* 3,90 *p.* 100 ; *en soufre*, 0,13 *à* 0,17 *p.* 100.

Les rondelles du dessus, du milieu et du bas renferment la même proportion de *soufre*.

II. — *Note sur les procédés d'analyse suivis dans les recherches précédentes.*

1° *Carbone.* — Pour les fontes qui, à l'analyse qualitative, n'accusaient ni soufre ni phosphore, j'ai appliqué le moyen le plus simple et le plus rapide, c'est-à-dire le procédé de Berzélius, au chlorure de cuivre. Pour les fontes chargées d'une proportion dosable de soufre et de phosphore, ce procédé donne généralement trop de carbone, parce que le soufre reste dans le résidu charbonneux, à l'état de sulfure de cuivre et de sulfure de fer inattaqué et presque tout le phosphore à l'état de phosphure de fer, si l'attaque est faite un peu rapidement. J'ai essayé le procédé anciennement proposé aussi par Berzélius, plus récemment appliqué par MM. Crace Calvert et Johnson, et qui consiste à brûler les éléments de la fonte par un courant d'oxygène purifié par des passages multipliés sur des tubes à potasse, acide sulfurique et chlorure de calcium. Ce

procédé m'a donné des résultats très-inégaux, à cause de la difficulté de régulariser assez le courant de gaz de manière à absorber convenablement l'acide carbonique par les tubes à potasse qui terminent l'appareil. J'ai constaté aussi que quand, pour éviter cet inconvénient, on fait arriver lentement le courant d'oxygène, on obtient des teneurs très-sensiblement inférieures à celles accusées par les divers autres procédés : il serait bien possible qu'il se produisit alors une certaine quantité d'oxyde de carbone qui échapperait à l'action absorbante de la potasse. J'ai trouvé, au contraire, beaucoup plus de constance dans les résultats par l'attaque de la fonte au chlore sec. La fonte était versée dans une petite nacelle en verre, au poids de 2 ou 3 grammes, et la nacelle disposée dans un tube de verre préalablement chauffé et parfaitement desséché. Ce tube, placé sur une grille, recevait d'un côté un courant de chlore aussi complétement sec que possible, et de l'autre plongeait par une légère courbure dans un flacon contenant une dissolution concentrée et chaude de potasse. Quand le courant de chlore avait passé à froid pendant quelque temps, on chauffait progressivement le tube et la nacelle au rouge sombre et vers la fin au rouge vif, de manière à volatiliser tout le chlorure de fer. Le carbone reste dans la nacelle avec quelques traces de silice. Dans la dissolution potassique, les chlorures de soufre, de phosphore et de silicium amenaient la presque totalité du *silicium*, du *soufre* et du *phosphore* qu'on y séparait comme d'ordinaire.

2° *Manganèse.* — Attaque à l'eau régale. Précipitation de fer par le succinate d'ammoniaque et dosage du manganèse dans la liqueur par les procédés ordinaires.

3° *Silicium.* — Attaque à l'eau régale. Évaporation à sec. Reprise du résidu au carbonate de soude, par voie sèche. On vérifiait ainsi les dosages au chlore.

4° *Dosage direct du soufre et du phosphore.* — Attaque par l'eau régale. Évaporation avec addition de carbonate de soude et fusion du résidu au carbonate de soude. Reprise par l'acide chlorhydrique et après enlèvement de la silice, dosage successif des acides sulfurique et phosphorique comme à l'ordinaire; enfin, la plupart des dosages pour soufre ont été faits une troisième fois par l'attaque à l'eau régale et par le chlorure de barium.

TRAVAUX DE M. DESBIEF,
Répétiteur de chimie.

Houille de la Porchère, près Saint-Étienne (Loire).

Cette houille provient d'une couche découverte depuis peu de temps. La calcination au creuset a donné 70 p. 100 de coke bien fondu, il y a eu dégagement d'une longue flamme. Ce coke inciméré a donné 17,5 p. 100 de cendres grises, ce qui correspond à 12,25 sur la houille.

Des expériences ont été faites pour déterminer le volume de gaz donné par cette houille, et son pouvoir éclairant. Pour cela, 100 grammes ont été introduits rapidement dans un tube en porcelaine préalablement chauffé au rouge pour imiter l'opération en grand, et les gaz ont été recueillis dans un gazomètre pendant que l'eau et les huiles se condensaient dans un récipient ; le volume de gaz a été de 37 litres, soit 370 litres pour 1 kilogramme. L'eau et les huiles ayant été pesées ensemble et le poids des gaz ayant été obtenu par différence, la composition de cette houille se trouve :

70	coke	Carbone fixe.	57,75
		Cendres	12,25
30	matières volatiles	Eau et huiles	11,00
		Gaz par différence.	19,00
			100,00

Le gaz obtenu brûlait avec une flamme bleuâtre très-peu éclairante ; en comparant cette flamme, au moyen du photomètre, avec celle du gaz d'éclairage de la ville, il m'a été impossible d'obtenir un rapport certain, tellement la différence entre les deux pouvoirs éclairants était considérable. Mais le gaz d'éclairage étant obtenu dans des circonstances différentes de celles où j'avais opéré pour la houille de la Porchère, j'ai fait une autre expérience comparative en produisant du gaz avec de la bonne houille à gaz de Montrambert, au moyen du même appareil (tube de porcelaine chauffé au rouge) et opérant exactement de la même manière ; ce gaz, qui était aussi éclairant que celui de la ville, n'a pu être comparé non plus avec celui de la Porchère qui donnait une lumière d'une faiblesse extrême.

Houille du puits Saint-Blaise (près d'Autun).

100 parties de houille contiennent :

74	coke.	Carbone	67,7
		Cendres.	6,3
26	matières volatiles		26,0
100			100,0

Le coke est bien fondu dur et compacte.

Houille de Montcel (Ricamarie).

Coke . . . . 62,50 p. 100
Gaz. . . . . 392 litres pour 1 kilog.

Le pouvoir éclairant de ce gaz est à celui produit par la houille de Montrambert :: 3 : 4.

RECHERCHES

SUR LES FORMES CRISTALLINES ET LA COMPOSITION CHIMIQUE DE DIVERS SELS.

Par M. C. MARIGNAC, ingénieur des mines, professeur à l'Académie de Genève.

TROISIÈME MÉMOIRE (1).

FLUORURE AMMONIQUE : AzH^4Fl.

Préparation.

Lorsqu'on laisse évaporer, sous une cloche contenant de la chaux vive, de l'acide fluorhydrique sursaturé d'ammoniaque, on obtient le fluorure ammonique neutre sous la forme de lames hexagonales ou de prismes hexagonaux.

Mais ces cristaux sont très-minces, extrêmement fragiles; ceux qui offrent la forme prismatique sont toujours creux à l'intérieur et se brisent dès qu'on essaye de les fixer au goniomètre. Ils sont d'ailleurs assez déliquescents, en sorte qu'il m'a été impossible d'en déterminer exactement la forme.

Analyse.

0,837 ont donné par l'ébullition avec du chlorure de calcium 0,849 de fluorure de calcium = 0,4136 de fluor ou 49,41 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
AzH^4.	18	48,65	»
Fl.	19	51,35	49,41
	37	100,00	

(1) J'ai exposé dans mon premier mémoire (*Annales des mines*, 5ᵉ série, t. IX) la signification des symboles que j'emploie dans les descriptions cristallographiques.

FLUORHYDRATE DE FLUORURE AMMONIQUE : AzH^4Fl, HFl.

Forme cristalline.

Prisme rhomboïdal droit de 91° 50′, terminé par une base perpendiculaire aux faces des prismes, quelquefois tronqué sur les arêtes latérales ; mais sans aucune modification aux sommets qui permette de déterminer complétement la forme.

Ce sel ne m'a paru que très-peu déliquescent, il se conserve même quelquefois sans altération lorsque l'air est sec.

Analyse.

1g,410 ont donné 1,914 de fluorure de calcium, contenant 0,9325 de fluor, soit 66,13 p. 100.

0,519 évaporés à plusieurs reprises avec de l'acide chlorhydrique ont laissé 0,485 de sel ammoniac, contenant 0,1632 d'ammonium, soit 31,44 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
AzH^4. . . .	18	31,58	31,44
H.	1	1,75	»
2Fl.	38	66,67	66,13
	57	100,00	

La constitution de ce sel correspond exactement à celle du fluorhydrate de fluorure de potassium, ces deux sels devraient donc être isomorphes. Ils appartiennent cependant à deux systèmes différents de cristallisation. Toutefois, l'angle du sel ammonique ne diffère pas beaucoup de celui d'un prisme carré.

FLUOSILICATE SESQUIAMMONIQUE : $3AzH^4Fl$, $2SiFl^2$ (1).

Forme cristalline.

Prisme carré.

Cristaux prismatiques allongés, ne présentant le

(1) Les faits exposés dans ce mémoire démontrant l'isomorphisme des fluosilicates, des fluostannates et des fluotitanates, j'ai adopté pour le fluorure de silicium la formule $SiFl^2$, et pour le silicium l'équivalent 14. (Voyez *Comptes rendus de l'Académie des sciences*, séance du 3 mai 1858, *sur l'isomorphisme des fluosilicates et des fluostannates et sur le poids atomique du silicium.*)

plus souvent que le prisme carré terminé par une base perpendiculaire à l'axe. Quelquefois seulement, les arêtes verticales sont tronquées par les faces du second prisme carré faisant, avec celles du premier, des angles de 135° exactement.

Double réfraction.

Quelquefois les cristaux sont raccourcis et la forme paraît cubique, mais il est facile de constater qu'ils jouissent de la double réfraction. Je n'ai pu l'observer que dans le sens transversal, les cristaux étant trop petits et trop fragiles pour qu'il m'ait été possible d'en tailler une lame offrant deux faces parallèles aux bases; je n'ai donc pas pu constater s'il n'y avait qu'un axe de double réfraction.

Chauffé sur une lame de platine, il ne fond pas, mais se volatilise en laissant une trace de silice.

Sa dissolution ne donne aucune effervescence immédiate par l'addition de carbonate d'ammoniaque, preuve de l'absence d'acide fluorhydrique. Au bout de quelques instants seulement on voit se dégager des bulles gazeuses et se séparer de la silice gélatineuse.

Analyse.

1,5 ont donné après ébullition avec du carbonate d'ammoniaque 0,392 de silice = 0,1829 de silicium, soit 12,19 p. 100. La liqueur a été précipitée ensuite par le chlorure de calcium et soumise à une ébullition prolongée pour redissoudre le carbonate de chaux, on a obtenu 1,910 de fluorure calcique = 0.9305 de fluor ou 62,03 p. 100.

0,521 dissous dans l'eau et évaporés à siccité à une douce chaleur avec un petit excès d'acide fluosilicique, ont laissé 0,674 de fluosilicate ammonique, contenant 0,1363 d'ammonium, ou 26,16 p. 100.

2 grammes ont été mêlés avec un très-léger excès de chlorure de baryum, on a ajouté à la liqueur de l'alcool; le précipité a été lavé avec de l'eau alcoolisée,

puis fortement séché. Il pesait 3,404 et se composait de fluorure et de fluosilicate barytiques. Il a laissé par calcination 2,439 de fluorure de baryum correspondant à 1,0313 de fluorure ammonique ou 0,5017 d'ammonium, soit 25,08 p. 100. La perte par calcination 0,965 représente le fluorure de silicium et correspond à 0,2598 de silicium ou 12,99 p. 100.

Le dosage indirect de l'ammonium a été contrôlé en évaporant à siccité la liqueur séparée du précipité barytique; le résidu desséché à 100 degrés pesait 1,660; il a laissé après calcination 0,186 de chlorure de baryum qui avait été employé en excès. Il y avait donc 1,474 de chlorure ammonique contenant 0,4959 d'ammonium ou 24,79 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.		
$3AzH^4$.	54	25,12	26,16	24,79	25,08
2Si. . .	28	13,02	12,19	12,99	
7Fl. . .	133	61,86	62,03		
	215	100,00			

Préparation.

Ce sel se forme toutes les fois que l'on concentre une dissolution de fluosilicate ammonique à laquelle on a ajouté du fluorure ammonique en excès. Le dégagement d'ammoniaque qui a lieu pendant la concentration n'empêche point sa formation. Quelle que soit l'acidité de la liqueur, il ne paraît pas se former de composé renfermant du fluorhydrate de fluorure; mais à la fin les eaux mères donnent des cristaux de fluorhydrate de fluorure ammonique ne contenant pas de fluorure de silicium.

FLUOSTANNATE AMMONIQUE : $(AzH^4)Fl, SnFl^2$.

Forme primitive.

Rhomboèdre de 107° 40'.

Ce sel s'obtient rarement en cristaux bien reconnaissables.

Les plus simples sont généralement mâclés suivant une face R du rhomboèdre primitif. Ils portent en outre les faces M du prisme hexagonal (Pl. I, *fig.* 1), et sont ordinairement assez minces.

Mais le plus souvent deux de ces lames hémitropes sont réunies et entre-croisées (Pl. I, *fig.* 2), et leurs faces, se courbant un peu, leur donnent une forme lenticulaire.

Dans d'autres cristallisations, les cristaux étaient groupés d'une manière encore plus confuse. La plu part ne formaient que des mamelons cristallins indéterminables. Quelques-uns se présentaient sous la forme de rosaces dont le centre était plan, en sorte qu'il m'a été facile de constater que ce sel jouit de la double réfraction avec un seul axe négatif. Les bords de ces rosaces sont hérissés de pointements indéterminables.

Plus rarement ces rosaces semblent formées régulièrement de trois ou plutôt de six cristaux à faces parallèles (*fig.* 3), sur lesquels on peut mesurer de petites faces R et $R^{5/3}$ assez nettes sur trois angles du cristal, tout l'espace compris entre ces trois groupes de faces est occupé par des faces courbes indéterminables ou s'entre-croisant en tous sens.

		Calculé.	Observé.
R : R.	=	107° 40′ *	107° 40′
R : R′ (angle rentrant). . .	=	144 40	145 10
{ M : R (supérieur).	=	132 57	133 7
{ P : R.	=	137 3	137 30
{ P : $R^{5/3}$.	=	122 48	123 30
M : R (latéral).	=	109 55	110 0
$R^{5/3}$: $R^{5/3}$.	=	86 34	87 0

Rapport entre ce sel et le fluosilicate.

J'ai choisi le rhomboèdre de 107° 40′ pour forme primitive, parce que c'est celui que l'on observe le plus fréquemment. Si l'on adoptait au contraire comme rhomboèdre primitif celui de 86° 34′, on pourrait re-

marquer que le fluosilicate et le fluostannate ammoniques, bien qu'appartenant à deux systèmes de cristallisation différents, sont entre eux dans les mêmes rapports que l'iodate et le bromate de potasse, dont le premier cristallise en cubes et le second en rhomboèdres de 86° 18'. J'ai signalé ailleurs un grand nombre de composés qui présentent cette même relation (1).

Analyse.

1 gramme calciné avec de l'acide sulfurique laisse 0,5693 d'acide stannique contenant 0,4478 d'étain.

2 grammes traités par le carbonate d'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium et une ébullition prolongée, ont donné :

Acide stannique... 1,100 = Étain... 0,8652 = 43,26 p. 100.
Fluorure calcique.. 1,732 = Fluor... 0,8438 ou 42,19 p. 100.

Le sel ne perd rien par la dessiccation à 100 degrés.

		Calculé.	Trouvé.	
AzH^4....	18	13,43	»	»
Sn.....	59	44,03	44,78	43,26
3Fl.	57	42,54	»	42,19
	134	100,00		

Préparation.

La préparation de ce sel par le stannate d'ammoniaque et l'acide fluorhydrique ne réussit pas aussi bien que celle des autres fluostannates. On n'obtient qu'une très-petite quantité de produit, ce qui paraît tenir à ce que le stannate d'ammoniaque obtenu en mêlant des dissolutions de stannate de potasse et de chlorure ammonique est un précipité insoluble que les lavages décomposent en partie.

Il est plus commode de préparer ce sel par double décomposition au moyen des fluostannates d'argent ou de plomb et du chlorure ou du sulfate ammonique.

(1) *Relations entre certains groupes de formes cristallines appartenant à des systèmes différents.* (Comptes rendus de l'Académie des sciences, séance du 26 octobre 1857.)

FLUOSTANNATE BIAMMONIQUE : $2AzH^4Fl, SnFl^2$.

Prisme rhomboïdal droit.

Forme primitive.

Cristaux prismatiques très-nets; le prisme rhomboïdal MM est terminé par le biseau *ee* sur les angles aigus. Plus rarement on observe de très-petites faces *a* peu nettes sur les angles obtus (Pl. I, *fig.* 4).

On rencontre fréquemment aussi des cristaux mâclés parallèlement à une face (*e*) (*fig.* 5) offrant l'apparence de tables triangulaires. Deux faces *e* y forment antérieurement un angle saillant, et par derrière un angle rentrant de 176° 44'.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	96° 6' *	96° 6	M : *a* =	124° 4'	125° 40'?
e ∧ *e* =	88 22 *	88 22	M : *e* =	61 21	61 24
a ∧ *a* =	82 17	»	*a* : *e* =	117 17	116 ?

Analyse.

1,427 calcinés avec de l'acide sulfurique ont laissé 0,628 d'acide stannique correspondant à 0,4940 d'étain, soit 34,62 p. 100.

1,5 traités par le carbonate d'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium, ont donné :

Acide stannique. . . 0,649 = Étain. . . 0,5105 = 34,03 p. 100.
Fluorure calcique. . 1,424 = Fluor. . . 0,6937 = 46,24 p. 100.

Ce sel laisse dégager, déjà avant 100 degrés, des vapeurs de fluorure ammonique. Sa dissolution ne donne aucune effervescence immédiate par l'addition de carbonate d'ammoniaque.

		Calculé.	Trouvé.	
$2AzH^4$. . . .	36	21,05	»	»
Sn.	59	34,50	34,03	34,62
4Fl.	76	44,45	46,24	»
	171	100,00		

Ce sel se prépare facilement en ajoutant de l'ammoniaque et de l'acide fluorhydrique à une dissolution du fluostannate précédent.

FLUOTITANATE AMMONIQUE : $AzH^4Fl, TiFl^2$.

Forme primitive. Rhomboèdre de 107 à 108 degrés.

Ce sel cristallise moins distinctement encore que le fluostannate, et j'aurais dû renoncer à en déterminer la forme, si elle n'eût été éclaircie par l'étude de ce dernier sel.

Il se présente toujours en effet sous la forme de lamelles lenticulaires croisées deux à deux comme le sont souvent les cristaux de fluostannate (*fig.* 2). Seulement la courbure des faces et le peu d'épaisseur des lames dont les bords sont tout à fait tranchants ne permettent guère d'en bien apprécier la forme. J'ai pu cependant mesurer approximativement, sur quelques-unes de ces lamelles, l'angle du rhomboèdre qui est de 107 à 108 degrés, ce qui établit bien l'isomorphisme avec le fluostannate.

Analyse. 2 grammes traités par l'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium, ont donné :

Acide titanique. . . 0,774 = Titane. . . 0,4682 = 23,41 p. 100.
Fluorure calcique.. 2,387 = Fluor. . . 1,1629 = 58,14 p. 100.

1 gramme a été décomposé par l'acide sulfurique puis calciné ; il est resté 0,340 d'acide titanique correspondant à 20,57 p. 100 de titane. Il résulte de là qu'une partie du titane avait été chassée, ce qui n'a rien d'étonnant puisque le fluorure de titane est volatil.

Cependant j'ai constaté que, le plus souvent, en décomposant ainsi les fluotitanates par l'acide sulfurique, on retrouve tout le titane dans le résidu calciné. Mais c'est un mode d'analyse que l'on ne peut accepter sans contrôle.

Ce sel ne perd rien de son poids à 100 degrés.

		Calculé.	Trouvé.
AzH^4.	18,0	18,09	»
Ti.	24,5	24,62	23,41
3Fl.	57,0	57,29	58,14
	99,5	100,00	

La préparation de ce sel au moyen d'une dissolution d'acide titanique dans l'acide fluorhydrique, à laquelle on ajoute de l'ammoniaque, ne présente aucune difficulté. Il en est de même de celle des autres fluotitanates, sur laquelle je ne reviendrai pas.

FLUOTITANATE SESQUIAMMONIQUE : $3AzT^4Fl$, $2TiFl^2$.

Prisme carré. *Forme primitive.*

Ce sel se présente en prismes carrés terminés par une base perpendiculaire à l'axe et ne portant aucune modification, en sorte qu'on pourrait également les rapporter à un prisme rectangulaire.

Une fois seulement j'ai obtenu de très-petits cristaux offrant toute l'apparence de cubes tronqués à la fois par les faces de l'octaèdre et par celles du dodécaèdre rhomboïdal. Malheureusement ils s'effleurissent peu à peu à l'air, en sorte que je n'ai pu les mesurer avec une parfaite précision. J'ai constaté seulement que tous leurs angles s'accordent à 20 ou 30 minutes près, au plus, avec ceux de cristaux du système régulier. Mais ces cristaux jouissent de la double réfraction; je n'ai pas réussi à reconnaître s'ils offrent un ou deux axes de double réfraction.

Ce sel paraît en tous cas parfaitement isomorphe avec le fluosilicate sesqui-ammonique.

Analyse. 0,200 (cristaux prismatiques) ont donné, par l'addition d'ammoniaque, 0,066 d'acide titanique = 0,0399 de titane = 19,95 p. 100.

0,307 (cristaux presque cubiques) ont donné par l'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium :

Acide titanique. . . 0,094 = Titane. . . 0,0569 = 18,52 p. 100.
Fluorure calcique . 0,356 = Fluor. . . 0,1734 = 56,48 p. 100.

La dissolution de ce sel ne produit pas d'effervescence avec le carbonate d'ammoniaque.

		Calculé.	Trouvé.	
$3AzH^4$. . . .	54	22,88	»	»
2Ti.	49	20,76	19,95	18,52
7Fl.	133	56,36	»	56,48
	236	100,00		

Quel que soit l'excès de fluorure ammonique que j'aie ajouté au fluotitanate, et soit que je maintinsse la liqueur neutre ou que je laissasse l'ammoniaque se dégager par la concentration, je n'ai pas obtenu d'autre composé. On passe de là, sans intermédiaire, au fluorhydrate de fluorure ammonique si la liqueur est acide, ou au fluorure ammonique si elle est neutre.

FLUOSTANNATE DE POTASSE : KFl, $SnFl^2$ + Aq.

Dimorphisme de ce sel.

Ce sel peut se présenter sous deux formes distinctes correspondant à deux modifications différentes par leur solubilité.

Tantôt sa dissolution concentrée par la chaleur se prend par le refroidissement en une masse presque gélatineuse, mais qui est réellement formée par une infinité de lamelles cristallines excessivement minces entre lesquelles l'eau mère demeure emprisonnée, et qui laisse, après expression entre des feuilles de papier à filtre, une masse nacrée, lamellaire, douce au toucher comme du talc. Il m'a été impossible, même en laissant l'évaporation se faire spontanément et très-lentement, d'obtenir des lamelles assez épaisses pour que leur forme pût être déterminée; mais on peut la prévoir

avec une grande probabilité par celle du fluotitanate de potasse qui lui ressemble excessivement.

Tantôt il se forme au contraire des cristaux grenus, durs, de forme octaédrique, très-brillants.

D'après leur aspect, je désignerai ces deux sels, dont la composition est parfaitement identique, par les noms de sel lamellaire et de sel octaédrique.

Solubilité.

Le sel lamellaire se dissout dans 2,3 fois son poids d'eau bouillante et dans 15 à 16 fois son poids d'eau à 18 degrés.

Le sel octaédrique exige 3 fois son poids d'eau bouillante et 27 fois son poids d'eau à 18 degrés.

Passage d'une forme à l'autre.

La forme octaédrique est parfaitement stable; elle se reproduit toujours, bien que le sel ait été soumis à une ébullition ou à l'évaporation à siccité, ou même à une calcination modérée. Mais si l'on ajoute à sa dissolution une goutte de potasse caustique qui n'y détermine qu'un précipité qui disparaît par l'agitation, la liqueur donne, après concentration, des cristaux lamellaires.

La forme lamellaire est moins stable. Il m'est arrivé cependant de pouvoir redissoudre ces cristaux dans l'eau bouillante et les faire recristalliser jusqu'à trois fois sans qu'ils changent d'état. Plus souvent cependant ils passent à la forme octaédrique, surtout par la seule digestion à une douce chaleur avec une quantité d'eau insuffisante pour les dissoudre complétement. Dans tous les cas cette transformation est toujours facilement déterminée par l'addition d'une goutte d'acide fluorhydrique. Lorsqu'on transforme le sel lamellaire en sel octaédrique par l'action seule de l'eau, il cristallise jusqu'à la dernière goutte en cristaux octaédriques très-purs.

Description du sel octaédrique. Je passe à la description du sel octaédrique. La forme primitive est l'octaèdre rhomboïdal droit.

Le plus souvent les cristaux n'offrent que l'octaèdre primitif très-net, très-brillant, sans modification. Quelquefois cependant ils portent des facettes nombreuses :

La base P, assez développée quelquefois pour donner aux cristaux une apparence tabulaire.

Les troncatures *a* et *e* sur les arêtes culminantes de l'octaèdre *m*.

De petites faces comprises entre la base et les faces de l'octaèdre principal appartenant aux octaèdres $m^{1/5}$ et $m^{1/3}$.

Plus rarement encore les faces d'un autre octaèdre $n(a:\frac{1}{3}b:c)$ (*fig.* 6).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	99° 16′	»	P : $m^{1/5}$ =	158° 19′	158° 0′
m — *m* =	109 18	* 109° 18′	P : $m^{1/3}$ =	146 28	146 40
n — *n* =	50 20	50 25	P : *m* =	116 42	116 40
m : *a* =	144 39	145 0	$m \wedge m$ =	53 24	* 53 24
P : *a* =	123 26	123 25	P : *n* =	103 33	103 20
P : *e* =	127 50	127 56			

Ce sel perd complétement son eau à une température peu supérieure à 100 degrés. Il ne fond qu'au rouge vif et perd alors de l'acide fluorhydrique.

Analyse. (A) *Sel octaédrique.* — L'eau est déterminée par la perte de poids que subit le sel par une chaleur de 100 à 150 degrés; le résidu est décomposé par l'acide sulfurique, puis fortement calciné, ce qui laisse un mélange d'acide stannique et de sulfate neutre de potasse dont on détermine le poids; en le traitant ensuite par l'eau bouillante, calcinant le résidu et pesant, on a par ces deux pesées le poids de l'acide stannique et du sulfate de potasse :

1g,500 ont donné : eau, 0,092 = 6,13 p. 100.

Acide stannique. . . . . 0,679 = Étain. . . . 0,5342 = 35,61
Sulfate de potasse. . . . 0,787 = Potassium. . 0,3528 = 23,52

1,500 ont produit : eau, 0,085 = 5,66 p. 100.

Acide stannique. . . . . 0,685 = Étain. . . . 0,5389 = 35,92
Sulfate de potasse. . . . 0,760 = Potassium. . 0,3407 = 22,71

(B) *Sel lamellaire*, 1,500 : eau, 5,20 à 5,35 p. 100.

Acide stannique. . . . . 0,691 = Étain. . . . 0,5436 = 36,24
Sulfate de potasse. . . . 0,795 = Potassium. . 0,3564 = 23,76

1 gramme traité par l'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium a donné :

Acide stannique. . . . . . . 0,463 = Étain. 0,3642
Fluorure calcique. . . . . . 0,654 = Fluor. 0,3354

		Calculé.	Cristaux octaédriques.		Cristaux lamellaires.	
K. . .	39	23,78	23,52	22,71	23,76	»
Sn. . .	59	35,97	35,61	35,92	36,24	36,42
3Fl. . .	57	34,76	»	»	»	33,54
Aq. . .	9	5,49	6,13	5,66	5,20	5,35
	164	100,00				

Préparation.

Ce sel s'obtient avec la plus grande facilité en neutralisant par l'acide fluorhydrique une dissolution de stannate de potasse. Je n'ai pas réussi, en évaporant sa dissolution à une température élevée, à obtenir le sel anhydre pour comparer sa forme à celle du fluosilicate de potasse.

FLUOSTANNATE SESQUIPOTASSIQUE ACIDE : $3KFl, HFl, 2SnFl^2$.

Prisme rhomboïdal oblique.

Forme primitive.

Cristaux prismatiques très-déliés, presque aciculaires, mais très-nets. Ils sont formés d'un prisme M, tronqué latéralement par les faces E, et terminé par le biseau $\mu\mu$ sur les arêtes inférieures. On y trouve plus

rarement la base oblique P et les facettes *m* sur les arêtes supérieures (*fig.* 7).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	115° 52′	* 115° 52′	P : (*mm*) =	143° 39	»
E : M =	122 5	122 4	P : (MM) =	93 40	»
M : μ =	130 43	* 130 43	P : (μμ) =	39 6	»
M : *m* =	134 5	* 134 5	*m* — *m* =	139 11	139° 6′
P : *m* =	139 1	»	μ — μ =	136 48	136 50
P : M =	93 6	93 env.	E : μ =	111 36	111 50
P : μ =	43 49	»			

Analyse.

Ce sel ne perd à 100 degrés qu'une portion insignifiante de son poids; cependant il dégage déjà à cette température une odeur acide. Chauffé à 250 ou 300 degrés, la perte s'élève à 5,40 p. 100, ce qui représente un équivalent d'acide fluorhydrique.

Sa dissolution produit une effervescence immédiate par l'addition du carbonate d'ammoniaque et ne commence à précipiter d'une manière permanente qu'après avoir été neutralisée.

1 gramme traité par l'acide sulfurique a donné :

Acide stannique. . . . . 0,387 = Étain. . . . 0,3044
Sulfate de potasse. . . . 0,657 = Potassium . 0,2945

1 gramme traité par l'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium a produit :

Acide stannique. . . . . 0,385 = Étain. . . . 0,3029
Fluorure calcique. . . . 0,786 = Fluor. . . . 0,3829

		Calculé.	Trouvé.	
3K.	117	30,15	29,45	
2Sn.	118	30,41	30,44	30,29
H.	1	0,26	»	»
8Fl.	152	39,18	»	38,29
	388	100,00		

Fluosilicate correspondant.

J'ai essayé inutilement de préparer le fluosilicate de potasse correspondant. Le peu de solubilité du fluosilicate de potasse neutre fait que ce sel se précipite

presque complétement d'une dissolution renfermant un excès de fluorure de potassium. On obtient cependant à la fin, par la concentration des eaux mères, des cristaux d'un sel différent, en lamelles entre-croisées, mais tellement incrustées de petits cristaux cubiques de fluosilicate ordinaire qu'il ne m'a pas paru possible de les isoler pour en faire l'analyse, ni d'en déterminer la forme.

FLUOTITANATE DE POTASSE : $KFl, TiFl^2 + Aq$.

Forme primitive.

Prisme rhomboïdal oblique.

Ce sel ressemble tout à fait au fluostannate lamellaire ; seulement on réussit, par le refroidissement lent d'une dissolution peu concentrée, à obtenir des cristaux dont la forme peut être déterminée.

Ce sont des lames généralement octogones, excessivement minces, essentiellement formées d'une large base P, d'un prisme rhomboïdal M presque rectangulaire, et du prisme rectangulaire AE. On y trouve encore ordinairement les facettes e comprises entre la base et les faces latérales et assez nettes. Enfin des miroitements peu distincts indiquent parfois l'existence des faces $m^{1/2}$, $\mu^{2/3}$ et $\alpha^{1/2}$ (*fig.* 8).

	Calculé.		Observé.		Calculé.		Observé.
M—M	= 91° 6′	*	91° 6′	P : e	= 115° 40′	*	115° 40′
M : A	= 135 33		135 30	P : E	= 90 0		90 0
M : E	= 45 33		45 30	P : A	= 98 42		98 40
P : $m^{1/2}$	= 128 14		128 env.	P : $\alpha^{1/2}$	= 51 19		50 env
P : M	= 96 12	*	96 12	M : e	= 132 41		132 38
P : $\mu^{2/3}$	= 68 15		68 50 ?	M : e'	= 125 46		125 54

Analyse.

0,732 traités par l'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium, ont donné :

Eau chassée à 100 degrés. . . . . 0,046 = 6,28 p. 100
Acide titanique. . . . 0,241 = Titane. . . . 0,1458 = 19,92
Fluorure calcique. . . 0,674 = Fluor. . . . . 0,3284 = 44,86

1,729 traités par l'acide sulfurique :

Eau chassée à 100 degrés. . . . . 0,108 = 6,24 p. 100
Acide titanique (minimum) 0,506 = Titane. . . . 0,3061 = 17,70
Sulfate de potasse. . . 1,213 = Potassium. . 0,5437 = 31,44

		Calculé.	Trouvé.	
K.	39,0	30,12	»	31,44
Ti. . . .	24,5	18,92	19,92	17,70
3Fl. . . .	57,0	44,01	44,86	»
Aq. . . .	9,0	6,95	6,28	6,24
	129,5	100,00		

Je n'ai jamais obtenu d'autre forme de ce sel correspondant à la variété octaédrique du fluostannate de potasse.

FLUORURE DE SODIUM ET SULFATE DE SOUDE : NaFl, 2(NaO, SO^3).

Forme primitive. Rhomboèdre ?

Ce sel forme des cristaux très-petits, assez brillants, mais striés horizontalement. Ce sont des lames minces hexagonales. La base P est toujours un peu courbe ou brisée et donnant plusieurs images ; elle offre des stries en divers sens qui indiquent des groupements de trois ou six cristaux. Les bords biseautés de ces lames sont striés horizontalement, en sorte que les angles ne peuvent être mesurés exactement. La disposition même des faces offre peu de régularité. Il semble que l'on y reconnaît trois faces alternatives d'un rhomboèdre primitif R, séparées par les faces des rhomboèdres inverses $S^{1/2}$, S^2 et $S^{4/5}$ (*fig.* 9).

Quelquefois les cristaux paraissent mâclés parallèlement à la base, en sorte que la partie inférieure est parfaitement symétrique à la partie supérieure.

Il m'a été impossible de déterminer la nature de la double réfraction. On n'aperçoit au travers des lames ni anneaux colorés ni croix noire. Il est donc douteux que la forme soit réellement rhomboédrique ; cepen-

dant, ne pouvant la déterminer plus rigoureusement, j'ai calculé les angles dans cette hypothèse.

	Calculé.	Observé.
R — R = ...	78° 0′ *	78° environ.
R : $S^{1/2}$ = ...	129 0	128 50′ à ...... 129° 50′
$S^{1/2}$—$S^{1/2}$ = ...	103 44	103 à 104
S^2 — S^2 = ...	65 30	65 à 66
S^2 : R = ...	122 45	122 à 123
P : $S^{1/2}$ = ...	134 31	133 à 135
P : $S^{1/2}$ = ...	121 35	121 à 122
P : S^2 = ...	103 49	103 à 105
P : R = ...	63 49	63 30 à 64

Préparation.

J'ai obtenu ce sel par l'évaporation d'eaux mères provenant d'une préparation de fluorure de sodium avec de l'acide fluorhydrique contenant un peu d'acide sulfurique. Malgré la grande différence de solubilité des deux sels qui le composent, il est parfaitement stable; on peut le redissoudre dans l'eau pure, il cristallise de nouveau par le refroidissement de la dissolution.

Chauffé, il décrépite, puis il fond au rouge sans perdre autre chose qu'une trace d'eau hygrométrique.

Analyse.

Décomposé par l'acide sulfurique et fortement calciné, il laisse en moyenne 115,5 p. 100 de sulfate de soude, ce qui correspond à 22,45 de fluorure de sodium uni à 77,55 de sulfate. La formule $NaFl + 2(NaO, SO^3)$ exige 22,83 p. 100 de fluorure.

FLUOSTANNATE DE SOUDE : $NaFl, SnFl^2$.

Probablement isomorphe avec le fluosilicate.

Je n'ai jamais pu obtenir ce sel en cristaux déterminables. Soit par le refroidissement lent, soit par l'évaporation spontanée, dans des liqueurs neutres comme en présence d'un excès d'acide, je ne l'ai jamais obtenu que sous la forme de croûtes grenues ou mamelonnées, hérissées, il est vrai, de pointements cristallins, mais où il est impossible de rien discerner.

Cette apparence m'avait d'abord fait considérer comme improbable l'isomorphisme de ce sel avec le fluosilicate de soude qui cristallise facilement en prismes hexagonaux réguliers. L'étude que j'ai faite plus tard du fluotitanate de soude, qui semble intermédiaire entre ces deux sels, me fait croire au contraire maintenant à cet isomorphisme.

Ce sel est peu soluble dans l'eau; à 20 degrés, il exige 18 à 19 fois son poids d'eau pour se dissoudre.

Il est anhydre et peut être chauffé jusqu'au rouge sans perdre de poids.

Analyse. $1^{g},200$, traités par l'acide sulfurique, ont donné :

Acide stannique. . 0,626 = Étain. . 0,4924 = 41,03 p. 100
Sulfate de soude. . 0,625 = Sodium. 0,2024 = 16,87 p. 100

2 grammes ont donné :

Acide stannique. . . . 1,036 = Étain. . . . 0,8150 = 40,75
Sulfate de soude. . . . 1,036 = Sodium. . . 0,3356 = 16,78

		Calculé	Trouvé.	
Na.	23	16,55	16,87	16,78
Sn.	59	42,44	41,03	40,75
3Fl.	57	41,01	»	»
	139	100,00		

FLUOTITANATE DE SOUDE : NaFl, $TiFl^2$.

Forme primitive. Prisme hexagonal.

Le plus souvent, ce sel présente la même apparence que le précédent, celle d'un dépôt grenu ou mamelonné assez adhérent aux parois de la capsule de platine dans laquelle s'est évaporée ou refroidie la dissolution.

Cependant, par une évaporation très-lente, on parvient à obtenir ces croûtes avec un état cristallin plus prononcé, et l'on peut y reconnaître des cristaux en prismes hexagonaux. Les faces de ces prismes sont assez éclatantes pour qu'on puisse en mesurer l'angle, qui est exactement de 120 degrés. Quant aux pointe-

ments, ils restent tout à fait indistincts. Le fait me paraît suffire cependant pour établir l'isomorphisme de ce sel avec le fluosilicate de soude, dont les prismes hexagonaux ne sont eux-mêmes que rarement terminés par un pointement distinct.

Il est anhydre comme le précédent.

Analyse.

1 gramme précipité par l'ammoniaque a donné 0,391 d'acide titanique correspondant à 0,2365 de titane.

1,318 traités par l'acide sulfurique :

Acide titanique. . 0,501 = Titane. . 0,3031 = 22,99 p. 100
Sulfate de soude. 0,891 = Sodium . 0,2886 = 21,89 p. 100

0,394 d'un dépôt grenu, non cristallin, traités de même :

Acide titanique. . 0,152 = Titane. . 0,0919 = 23,34 p. 100
Sulfate de soude. 0,265 = Sodium . 0,0858 = 21,78 p. 100

		Calculé.		Trouvé.	
Na. . . .	23,0	22,01	»	21,89	21,78
Ti. . . .	24,5	23,45	23,65	22,99	23,34
3Fl. . . .	57,0	54,54			
	104,5	100,00			

FLUOTITANATE SESQUISODIQUE ACIDE : $3NaFl, HFl, 2TiFl^2$.

Forme primitive.

Prisme rhomboïdal droit.

Ce sel se présente en petits cristaux très-éclatants et très-nets, offrant l'apparence de prismes hexagonaux basés et bordés par une facette sur toutes les arêtes des bases. Ils résultent en réalité du prisme rhomboïdal M, tronqué latéralement par les faces E et dont la base P est bordée par les facettes *m* et e^1 (Pl. I, *fig.* 10) :

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	125° 20′	* 125° 20′	M : *m* =	135° 26′	135° 30′
M : E =	117 20	117 20	M : P =	90 0	90 0
E : e^1 =	133 0	* 133 0	E : *m* =	109 6	109 5
E : P =	90 0	90 0	*m*—*m* =	141 48	141 48
m⌣*m* =	101 28	101 10			

Axes optiques. Ces cristaux présentent deux axes optiques situés dans le plan diagonal parallèle à A, ayant pour ligne moyenne l'axe *b*. Ils seraient perpendiculaires à des faces comprises entre E et e^2.

Sa dissolution fait immédiatement effervescence avec le carbonate d'ammoniaque.

Il peut être chauffé jusque vers 100 degrés sans rien perdre. Chauffé au rouge sur une lame de platine, il décrépite, puis devient opaque en dégageant de l'acide fluorhydrique sans fondre.

Analyse. 2 grammes chauffés à 300 degrés environ ont perdu 0,153 = 7,65 pour 100 d'acide fluorhydrique; après cela, le sel peut encore se redissoudre complétement dans l'eau. Traité par l'ammoniaque, il a donné :

Acide titanique. . 0,621 = Titane. . 0,3756 = 18,73 p. 100

1,029 précipités par l'ammoniaque ont produit 0,3103 d'acide titanique ou 0,1877 de titane = 18,24 p. 100. La liqueur filtrée a été évaporée à siccité et le résidu calciné a laissé 0,498 de fluorure de sodium = 0,2727 de sodium ou 26,50 p. 100.

1 gramme précipité par l'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium :

Fluorure de calcium. . . . 1,140 = Fluor. . . . 0,5554

		Calculé.	Trouvé.	
3Na.	69	25,46	»	26,50
2Ti.	49	18,08	18,73	18,24
H.	1	0,37	»	»
8Fl.	152	56,09	»	55,54
	271	100,00		

Ce sel se forme après le fluotitanate neutre lorsque la dissolution renferme un excès de fluorure de sodium et d'acide fluorhydrique.

FLUOSILICATE DE LITHINE : LiFl, $SiFl^2 + 2Aq$.

Prisme rhomboïdal oblique. *Forme primitive.*

Ce sel cristallise facilement en beaux cristaux assez volumineux. Ils sont assez éclatants, mais s'effleurissent peu à peu, quoique lentement, au contact de l'air. Toutefois, presque toutes leurs faces sont ou un peu courbes, ou à doubles images, en sorte que les angles ne peuvent en être mesurés avec une parfaite précision.

Ils se composent du prisme M avec la base oblique P, et portent comme facettes subordonnées, assez nettes, mais très-petites, les faces : *a* sur l'angle antérieur, α et $\alpha^{1/3}$ sur l'angle postérieur, *e* sur les angles latéraux (Pl. I, *fig.* 11).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	83° 38′	83° 56′	P : *e* =	117° 40′	* 117° 40′
P : M =	108 14	108 0	*e* ∧ *e* =	55 20	55 15
P : *a* =	139 42	140 0	α : M =	122 50	123
P : (MM) =	118 0		α : *e* =	86 56	86 40
P : α =	83 24	* 83 24	M : *e′* =	120 59	121
P : $\alpha^{1/3}$ =	35 20	* 35 20	*e* : $\alpha^{1/3}$ =	112 15	112 18
M : $\alpha^{1/3}$ =	94 53	95 0			

Ces cristaux offrent un clivage assez net suivant α, et un autre moins facile, suivant la base P. *Clivages.*

Ce sel perd son eau de cristallisation à 100 degrés; il peut encore après cela se redissoudre dans l'eau sans laisser de résidu, et reproduit les cristaux primitifs. Par l'évaporation de sa dissolution à une température élevée, il se dépose un sel en croûtes cristallines indéterminables, qui est probablement moins hydraté ou anhydre. *Propriétés.*

Suivant Berzélius, ce fluosilicate serait extrêmement peu soluble dans l'eau, et difficile à décomposer par la calcination. Mes observations ne s'accordent pas avec

les indications, ordinairement si exactes, de ce savant. Cela tient sans doute à ce que les essais de Berzélius remontent à une époque où l'on n'avait pas encore de méthode bien sûre pour séparer la lithine des autres alcalis et où sa préparation était des plus difficiles. Les beaux travaux de M. Trost ont permis d'étudier avec plus de facilité les composés lithiques; c'est d'ailleurs à l'obligeance de ce savant que je dois d'avoir pu consacrer une suffisante quantité de lithine à l'étude de ces sels, en sorte que leur pureté ne peut être mise en doute.

Le fluosilicate de lithine est très-soluble dans l'eau. A 17 degrés, en effet, 100 parties d'eau dissolvent 73 parties de sel hydraté. Il se décompose très-facilement par une calcination modérée, en laissant du fluorure de lithium pur.

Analyse. $0^g,2756$ ont perdu à 100 degrés 0,047 d'eau = 17,05 p. 100, et par calcination au rouge, 0,1530 de fluorure de silicium ou 55,51 pour 100. Le résidu de fluorure de lithium, pesant $0^g,0756$ (27,43 p. 100), a été décomposé par l'acide sulfurique et a laissé après calcination 0,1599 de sulfate de lithine correspondant à 0,07559 de fluorure. Ainsi la décomposition du fluosilicate par calcination avait bien été complète :

		Calculé.	Trouvé.
LiFl	26	27,08	27,43
$SiFl^2$	52	54,17	55,51
2Aq	18	18,75	17,05
	96	100,00	

FLUOSTANNATE DE LITHINE : LiFl, $SnFl^2$ + 2Aq.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique?

Ce sel se présente ordinairement en croûtes cristallines, ou en cristaux microscopiques indéterminables.

Parfois, on obtient des cristaux un peu mieux formés, assez éclatants, mais ils sont toujours très-petits et maclés d'une manière très-compliquée. Ainsi toutes les faces présentent des images multiples, les angles demeurent assez incertains, et il reste beaucoup de doute sur le système de cristallisation.

Les cristaux les plus nets paraissent ne porter que deux espèces de faces : les faces M d'un prisme rhomboïdal presque carré et les faces μ tronquant les arêtes inférieures. Mais on ne voit que la partie inférieure de chaque cristal, attendu qu'ils sont toujours maclés suivant la base (*fig.* 12), d'où résulte un angle rentrant de 169° entre les faces M et M'.

Le cristal hémitrope ainsi formé se termine par derrière en coin et se lie par une suture presque linéaire à la partie postérieure d'un autre cristal offrant la même conformation (*fig.* 13). Les faces comprises dans les angles rentrants entre ces deux cristaux n'ont aucune netteté, en sorte qu'il est impossible de vérifier si elles sont bien parallèles aux faces prismatiques antérieures.

Je crois de plus que chacun des cristaux que j'ai indiqués jusqu'ici comme simples est lui-même maclé suivant un plan diagonal E, en sorte que le cristal complet (*fig.* 13) serait composé de huit segments, dont chacun ne porterait que trois faces M, μ, M, dont la dernière n'offre aucune netteté. Ainsi la forme primitive reste fort incertaine.

Je rapporte toutefois les angles observés approximativement, comparés aux angles calculés dans l'hypothèse d'un prisme rhomboïdal oblique.

	Calculé.	Observé
M — M = ...	92° 22′	91° 30′
μ — μ = ...	137 10	137 30
μ : M′=	127 10	127 0
μ : M=	116 10	116 10
μ : μ′=	63 20	64 10
M : M′=	169 0	168 30
μ droit : M gauche.	86 18	86 20
μ droit : M′ gauche.	95 39	95 36
M droit : M′ gauche.	91 19	91 0
μ droit : μ′ gauche.	44 13	44 12

On déduirait encore de ces données :

Angle plan de la base.	91° 50′
P : M.	95 30
P : μ.	31 40
P : (MM).	97 38

Il ne paraît y avoir aucune relation de forme entre ce sel et le précédent.

Analyse. 1^g,032 ont perdu à 100 degrés 0,119 d'eau = 11,53 p. 100.

Le résidu décomposé par l'acide sulfurique, calciné, puis lavé, a donné :

Acide stannique.. 0,548 = Étain... 0,4311 ou 41,77 p. 100
Sulfate de lithine. 0,350 = Lithium. 0,0445 ou 4,31 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Li.	7	4,96	4,31
Sn.	59	41,84	41,77
3Fl.	57	40,43	»
2Aq	18	12,77	11,53
	141	100,00	

FLUOSTANNATE DE BARYTE : BaFl, $SnFl^2$.

Préparation. On peut préparer ce sel par le même procédé que les autres fluostannates, c'est-à-dire en traitant par l'acide fluorhydrique le stannate de baryte; mais on n'obtient ainsi qu'une faible proportion du produit cherché, parce qu'il se forme beaucoup de fluorure de

barium insoluble. En effet, tant qu'il y a du stannate de baryte en excès, il tend à décomposer par sa baryte une partie du fluostannate déjà formé, et d'autre part l'acide fluorhydrique, mis en excès, décompose aussi ce fluostannate en en précipitant le fluorure de barium.

On peut encore le préparer par double décomposition au moyen du fluostannate de potasse et du chlorure de barium. Le fluostannate de baryte étant très-peu soluble se précipite. Cependant, comme le fluostannate de potasse est lui-même fort peu soluble, il faut des lavages prolongés pour obtenir un produit pur, et dans ce cas on en perd beaucoup.

Le mieux est de le préparer par double décomposition au moyen du chlorure de barium et d'un fluostannate très-soluble, comme celui de zinc, dont la préparation est très-facile.

Sel hydraté.

Lorsque ce sel cristallise lentement par le refroidissement d'une dissolution peu concentrée ou par l'évaporation spontanée, il forme des lamelles cristallines contenant de l'eau de cristallisation.

Sel anhydre.

Lorsqu'au contraire il se dépose par une évaporation rapide à une température voisine de l'ébullition, il est anhydre, en cristaux microscopiques, ressemblant au fluosilicate de baryte. Mais il m'a été impossible d'en déterminer la forme.

Analyse.

1 gramme a été décomposé par le carbonate de soude, le résidu bouilli avec de l'acide azotique a laissé $0^{g},405$ d'acide stannique, contenant 0,3186 d'étain. La liqueur précipitée par l'acide sulfurique a donné $0^{g},625$ de sulfate de baryte, correspondant à $0^{g},3673$ de barium.

		Calculé.	Trouvé.
Ba......	68,5	37,13	36,73
Sn......	59,0	31,98	31,86
3Fl.....	57,0	30,89	»
	184,5	100,00	

On sait par l'analyse de Berzélius que le fluosilicate de baryte est anhydre. J'ai aussi vérifié ce fait, lors même que ce sel se dépose par l'évaporation spontanée. Il m'a été d'ailleurs impossible de l'obtenir autrement qu'en aiguilles microscopiques indéterminables.

FLUOSTANNATE DE BARYTE HYDRATÉ : BaFl, $SnFl^2 + 3Aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Lamelles rectangulaires ou octogones extrêmement minces, mais très-éclatantes, dans lesquelles on peut observer, outre la base P qui en est la face large, le prisme rhomboïdal M et le prisme rectangulaire AE, les facettes μ sur les arêtes postérieures de la base, a et $a^{1/2}$ sur les angles antérieurs et postérieurs, e^2 sur les angles latéraux (*fig.* 14).

Le plus souvent on ne distingue bien que les faces P, a et e^2, les autres étant rares ou linéaires.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	108° 30	»	P : e^2 =	122° 15′	122° 26′
E : M =	125 45	125° 40′	P : E =	90 0	90 0
E : A =	90 0	90 0	P : M =	102 31	102 env
μ : μ =	116 14	* 116 14	P : μ =	61 56	62 16
E : μ =	121 53	121 54	A : μ =	123 44	123 40
P : a =	140 40	* 140 40	a : μ =	94 49	95 0
P : A =	105 30	* 105 30	e^2 : μ =	101 17	101 18
P : $a^{1/2}$ =	31 52	31 40	e^2 : μ' =	134 15	133 54

Angle plan de la base. . . . . 106° 26.

Analyse. Chauffé à 100°, ce sel perd 12,45 p. 100 d'eau; le calcul en exige 12,70. Le résidu calciné avec de l'acide sulfurique laisse 90,80 p. 100 d'acide stannique et de sulfate de baryte, la formule en demande 90,54.

Lorsque ce sel a été desséché, il ne se redissout ensuite que dans une très-grande quantité d'eau et par une ébullition prolongée. Cependant il n'est pas dénaturé, car cette dissolution concentrée reproduit ensuite le sel cristallisé en lamelles.

Sa solubilité, déterminée par l'évaporation à siccité d'une dissolution de sel pur dont une partie s'était déjà déposée en cristaux, a été trouvée de 1 partie de sel hydraté pour 18 d'eau à 18°. Solubilité.

FLUOSILICATE DE STRONTIANE : $SrFl, SiFl^2 + 2Aq$.

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Très-petits cristaux, ne présentant le plus souvent que le prisme M et la base oblique P. Quelquefois cependant le sommet est dièdre, par suite de l'existence d'une face α sur l'angle postérieur (*fig.* 15).

Les faces du prisme sont un peu striées longitudinalement, les angles ne peuvent être très-exacts.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	84° 16′	83° à 86°	P ∧ α =	123° 0′	123° 0′
P : M =	103 30	* 103 30′	P: (MM) =	110 22	»
M : α =	113 36	* 113 36	α : (MM) =	126 38	»

Angle plan de la base. . . . . 80° 36.

Il se dissout dans l'eau froide sans laisser de résidu, mais la dissolution se trouble légérement par l'ébullition et laisse déposer un peu de fluorure de strontium.

1g,217 ont laisssé par calcination 0,5725 de fluorure de strontium = 47,04 p. 100, correspondant à 32,80 de strontium. Pour m'assurer que la décomposition était bien complète, j'ai décomposé ce résidu par l'acide sulfurique et calciné; j'ai obtenu 0,841 de sulfate contenant 0,401 de strontium, soit 32,95 p. 100. Analyse.

0,863 précipités par le sulfate d'ammoniaque ont donné 0,534 de sulfate de strontiane correspondant à 0,2546 de strontium. Puis on a précipité par le carbonate d'ammoniaque; le précipité contenait un peu de carbonate de strontiane, on l'a enlevé par l'acide chlorhydrique. On a obtenu ainsi 0,186 de silice = 0,0868 de silicium ou 10,06 p. 100, et 0,036 de car-

bonate de strontiane contenant 0,0213 de strontium. Il y avait donc en tout 0,2759 de strontium = 31,97 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.	
Sr. . .	43,75	32,96	32,95	31,97
Si. . .	14,00	10,54	»	10,06
3Fl. . .	57,00	42,94		
2Aq. . .	18,00	13,56		
	132,75	100,00		

FLUOSTANNATE DE STRONTIANE : SrFl, SnFl² + 2Aq.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Très-petits cristaux, tout à fait semblables aux précédents, sauf que je n'y ai jamais vu la face α, ou du moins il n'a jamais été possible d'en mesurer l'inclinaison, car elle est parfois indiquée

M — M = 82 à 83° P : M = 103° 46'.

Il ne perd rien de son poids à 100 degrés. L'eau ne commence à se dégager qu'à une température plus élevée, mais alors elle entraîne avec elle de l'acide fluorhydrique.

Il finit par rester un mélange d'acide stannique et de fluorure de strontium.

A 18 degrés, ce sel se dissout dans 5 fois 1/2 son poids d'eau.

Analyse. 0,1907 calcinés avec de l'acide sulfurique ont laissé un résidu d'acide stannique et de sulfate de strontiane pesant 0,1754 ou 91,97 p. 100; le résidu a été fondu avec du carbonate de soude, puis lavé. Les eaux de lavage saturées d'acide azotique, puis évaporées à siccité, ont laissé, en reprenant par l'eau une trace d'acide stannique qui a été ajoutée à celui qu'on a obtenu en faisant bouillir avec de l'acide azotique, le résidu insoluble de l'attaque au carbonate de soude. La dissolution azotique, évaporée à siccité avec de l'acide sul-

furique, a laissé le sulfate de strontiane. On a obtenu ainsi :

Sulfate de strontiane. 0,100 = Strontium. 0,0477 = 25,00 p. 100
Acide stannique. . . 0,0794 = Étain. . . . 0,0624 = 32,75 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Sr.	43,75	24,61	25,00
Sn.	59,00	33,19	32,75
3Fl.	57,00	32,07	
2Aq.	18,00	10,13	
	177,75	100,00	

FLUOTITANATE DE STRONTIANE : $SrFl, TiFl^2 + 2Aq.$

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Cristaux très-petits, mais très-éclatants, présentant identiquement la même forme que le fluosilicate (Pl. I, *fig.* 15).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	83° 14	* 83° 14′	P ∧ α =	123° 40′	123° 48′
P : M =	103 50	* 103 50	P : (MM) =	111 6	
M : α =	112 32	* 112 32	α : (MM) =	125 14	

Angle plan de la base. . . . . . 79° 18′.

Il ne perd rien à 100 degrés. A une température plus élevée, il laisse dégager de l'eau et de l'acide fluorhydrique. Il se dissout bien dans l'eau froide, mais se trouble légèrement à l'ébullition.

Analyse. $1^g,702$ calcinés avec de l'acide sulfurique ont laissé 1,566 = 92,01 p. 100 d'acide titanique et de sulfate de strontiane; le calcul en demande 92,32. Un accident a fait manquer la suite de l'analyse, que je n'ai pas cru nécessaire de répéter, ne pouvant avoir aucun doute sur la composition de ce sel, confirmée par ce premier résultat.

		Calculé.
Sr.	43,75	30,54
Ti.	24,50	17,10
3Fl.	57,00	39,79
2Aq.	18,00	12,57
	143,25	100,00

FLUOSTANNATE DE CHAUX : $CaFl, SnFl^2 + 2Aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Cristaux très-petits et peu nets, semblables au fluostannate de strontiane ; les mesures ne sont qu'approximatives :

$$M - M = 81^\circ 45' \qquad P : M = 103^\circ 30'.$$

Il se comporte comme les précédents sous l'influence de la chaleur.

Analyse. 0,149 calcinés au contact de l'air ont laissé 0,1103 d'acide stannique et de fluorure de calcium (74,03 p. 100). Le résidu a été traité par l'acide sulfurique et calciné. Le produit, pesant 0,1368, soumis à une ébullition prolongée avec de l'eau acidulée par l'acide azotique, a donné :

Acide stannique. 0,0722 = Étain. . . 0,0568 = 38,12 p. 100
Sulfate de chaux. 0,0646 = Calcium . 0,0190 = 12,75 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Ca.	20	12,99	12,75
Sn.	59	38,31	38,12
3Fl.	57	37,01	
2Aq.	18	11,69	
	154	100,00	

FLUOSILICATE DE CHAUX.

L'analyse que j'ai faite du fluosilicate de chaux confirme celle plus ancienne de Berzélius, d'après laquelle ce sel renferme aussi deux équivalents d'eau. D'après cet illustre chimiste, il cristallise également en prisme à base oblique. Il est donc très-probablement isomorphe avec les sels précédents. Il m'a été impossible de l'obtenir autrement qu'en cristaux mamelonnés dont je n'ai pu déterminer la forme.

FLUOTITANATE DE CHAUX : $CaFl, TiFl^2 + 3Aq$.

Une dissolution de fluorure de titane acide, dans laquelle j'avais fait dissoudre du carbonate de chaux, a

laissé déposer pendant son refroidissement quelques cristaux très-petits, fort peu distincts, dans lesquels j'ai pu seulement reconnaître des prismes de 80 à 85 degrés. Ils n'étaient pas en quantité suffisante pour en faire l'analyse. Il me semble probable que c'était un fluotitanate à deux équivalents d'eau, isomorphe avec les composés précédents. A la suite de ces cristaux, la liqueur a bientôt laissé déposer une quantité beaucoup plus considérable de cristaux mamelonnés dont il était impossible de reconnaître la forme. Je n'ai pas réussi non plus à les faire recristalliser sous la forme prismatique. A froid, l'eau paraît les décomposer en laissant un abondant résidu. En chauffant, ce résidu disparaît, puis la liqueur reste indéfiniment liquide, ou, si elle est suffisamment concentrée, reproduit les cristaux mamelonnés. Ceux-ci ont donc seuls été soumis à l'analyse.

Analyse.

1g,655 décomposés par l'acide sulfurique, calcinés, puis traités par l'eau bouillante, ont donné :

Acide titanique. 0,522 = Titane. . . 0,3158 = 19,08 p. 100
Sulfate de chaux. 0,872 = Calcium. . 0,2565 = 15,50 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Ca.	20,0	15,56	15,50
Ti.	24,5	19,07	19,08
3Fl.	57,0	44,36	
3Aq.	27,0	21,01	
	128,5	100,00	

FLUOSILICATE DE PLOMB.

Plusieurs hydrates.

Ce sel, indiqué par Berzélius comme gommeux et incristallisable, peut cependant cristalliser, et même sous des formes variées, mais que l'on ne réussit pas toujours à obtenir. Sa dissolution a une grande tendance à se sursaturer par la concentration, et alors

elle reste effectivement sirupeuse, puis gommeuse jusqu'à dessiccation.

D'autres fois cependant, quand on atteint le degré convenable de concentration, on obtient des cristaux qui peuvent appartenir à deux formes distinctes et renfermer deux ou quatre équivalents d'eau. Quelquefois aussi il se forme dans la dissolution sursaturée des cristaux nets qui paraissent appartenir encore à une troisième forme ; mais lorsqu'on cherche à les extraire de la liqueur, celle-ci se solidifie et empâte les cristaux que l'on ne peut plus déterminer.

A) PbFl, $SiFl^2 + 2Aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Les cristaux ne sont pas très-nets ; sans être positivement déliquescents, leurs faces s'humectent facilement. Ils ne présentent le plus souvent que le prisme M et sa base oblique P. Quelquefois cependant l'arête antérieure et l'angle inférieur sont tronqués par de petites faces A et α (*fig.* 16).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	71° 48′	* 71° 48′	P : A =	103° 44′	104° 0′
M : A =	125 54	125 50	P : α =	52 5	* 52 5
P : M =	98 0	* 98 0	M : α =	111 20	112 env.

Angle plan de la base. . . . . . 70° 14′.

Bien que cette forme offre une grande analogie avec celle du fluosilicate de strontiane, il y a cependant dans les angles et surtout dans celui du prisme une différence assez grande pour qu'il paraisse difficile d'admettre leur isomorphisme.

Analyse. Il est impossible de chasser l'eau sans faire dégager en même temps du fluorure de silicium. Celui-ci est complétement chassé à une température qui ne dépasse pas 300 degrés ; il reste alors 64 p. 100 de fluorure de plomb.

2 grammes ont été précipités par l'ammoniaque mêlé de carbonate. Le précipité calciné, puis traité par l'acide azotique, a laissé la silice. Le fluor a été précipité par le chlorure de calcium et une ébullition prolongée. On a obtenu :

Silice. . . . . 0,270 = Silicium. 0,1260 = 6,30 p. 100
Oxyde de plomb. . . 1,149 = Plomb. . 1,0666 = 53,33 p. 100
Fluorure de calcium. 1,185 = Fluor. . . 0,5773 = 28,86 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Pb.	103,5	53,77	53,33
Si.	14,0	7,27	6,30
3Fl.	57,0	29,61	28,86
2Aq.	18,0	9,35	
	192,5	100,00	

B) PbFl, $SiFl^2 + 4Aq$.

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Les cristaux assez gros, formés lentement par l'évaporation à l'air libre, présentent comme faces dominantes la base P et la face antérieure A, et prennent souvent une apparence tabulaire suivant l'une ou l'autre de ces faces. On y trouve encore les faces d'un octaèdre $m\,\mu$, dont l'arête est quelquefois tronquée par le prisme M, un second prisme N$(a : 2b : \infty c)$ et les faces v $(a : 2b : -2c)$, enfin une face α^2 sur l'angle inférieur. La face latérale E est parfois faiblement indiquée (*fig.* 17).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
A : N =	141° 45′	* 141° 45′	P : N =	91° 11′	90° 56′
A : M =	122 23	122 10	P : v =	58 23	58 à 59
N—N =	103 30	»	m—m =	101 23	101 10
M—M =	64 46	»	μ — μ =	100 2	100 20
P : A =	91 30	* 91 30	v — v =	116 22	
P : α^2 =	51 54	52 0	α^2 : v =	148 11	147 55
A : α^2 =	140 24	140 32	m : A =	114 45	114 40
P : m =	131 24	* 131 24	A : v =	130 54	131 14
P : M =	90 48	90 40	A : μ =	112 57	113 à 114
P : μ =	49 31	49 30			

Angle plan de la base. . . . . . 64° 45′.

Clivages. Il y a un clivage assez facile suivant la base P et un difficile suivant le plan diagonal E.

Ce sel fond au-dessous de 100 degrés, et dégage aussitôt avec l'eau du fluorure de silicium. A une température bien inférieure au rouge, il laisse 58,20 p. 100 de fluorure de plomb.

Analyse. 2 grammes précipités successivement par le sulfate de soude, par l'ammoniaque, puis par le chlorure de calcium, ont donné :

Sulfate de plomb. . .	1,425 =	Plomb. .	0,9735 =	48,67 p. 100
Silice.	0,242 =	Silicium.	0,1129 =	5,64 p. 100
Fluorure de calcium.	1,165 =	Fluor. . .	0,5676 =	28,38 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Pb.	103,5	49,17	48,67
Si.	14,0	6,65	5,64
3Fl.	57,0	27,08	28,38
4Aq.	36,0	17,10	
	210,5	100,00	

La silice est un peu trop faible, comme dans toute analyse où on ne la sépare que par précipitation ; elle tend en revanche à s'ajouter au fluorure de calcium et a dû augmenter le poids du fluor.

FLUOSTANNATE DE PLOMB : PbFl, $SnFl^2 + 3Aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Les cristaux de ce sel, en lamelles très-minces, à éclat nacré, sont exactement semblables à ceux du fluostannate de baryte (Pl. I, *fig.* 14), sauf que les faces e^2 manquent et sont remplacées par les faces *e*; la face A manque également. Ils sont assez striés, surtout sur la base parallèlement au plan diagonal E.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	108° 6′	»	P : M =	101° 32	101° 50′
E : M =	125 57	126° 10′	P : μ =	62 34	* 62 34
P : a =	139 12	* 139 12	P : e =	140 22	140 45
P : A =	104 18	.	P : E =	90 0	90 0
P : $a^{1/2}$ =	32 48	32 40	M : a =	131 36	131 46
μ—μ =	115 44	* 115 44	M : e =	77 16	78 0
E : μ =	122 8	122 8	a : e =	125 40	125 40
a : μ =	96 38	96 40	e : μ =	134 42	134 45

Angle plan de la base. . . . . . . 106° 22′.

Préparation.

Il est aussi difficile d'obtenir ce sel bien cristallisé que le fluosilicate. Il est très-soluble et tend à former une dissolution sursaturée qui se prend ensuite en une masse mamelonnée. D'ailleurs, chaque fois qu'on essaye de le redissoudre, il se décompose en partie et laisse un résidu insoluble de fluorure de plomb retenant peu de fluorure d'étain. On ne peut empêcher cette décomposition par l'addition d'acide fluorhydrique; car, au contraire, l'addition de cet acide dans la dissolution du fluostannate y détermine un abondant précipité de fluorure de plomb. Cette circonstance fait aussi qu'on n'obtient qu'une proportion relativement faible de ce sel en traitant le stannate de plomb par l'acide fluorhydrique, il reste toujours beaucoup de fluorure de plomb non dissous.

J'ai obtenu, dans diverses préparations, tantôt les cristaux lamellaires décrits ci-dessus, tantôt une masse mamelonnée indéterminable. Tous deux m'ont donné à l'analyse les mêmes résultats. Cependant je suis porté à croire que les cristaux mamelonnés, formés dans une dissolution sursaturée, appartiennent à un sel moins hydraté, mais dont la composition se trouve masquée, parce que l'eau mère dont ils sont imprégnés se prend en masse lorsqu'on essaye de les essuyer

et de les écraser. Cette opinion est fondée sur l'opacité qui se détermine alors dans ces cristaux.

Analyse. 1 gramme de cristaux lamellaires ont été précipités par l'ammoniaque mêlé de carbonate; le produit traité par l'acide azotique a donné :

Acide stannique. . . . . 0,316 = Étain. 0,2486
Oxyde de plomb. . . . . 0,440 = Plomb. . . . 0,4084

5 grammes de cristaux mamelonnés ont été dissous dans l'eau ; la liqueur trouble s'est éclaircie par l'addition de quelques gouttes d'acide azotique; puis on a précipité successivement par le sulfate de potasse et par l'ammoniaque :

Sulfate de plomb. . . 3,042 = Plomb. . 2,078 = 41,56 p. 100
Acide stannique. . . 1,552 = Étain. . . 1,221 = 24,42 p. 100

		Calculé.	Trouvé.	
Pb. . . .	103,5	41,99	40,84	41,56
Sn. . . .	59,0	23,94	24,86	24,42
3Fl. . . .	57,0	23,12		
3Aq. . . .	27,0	10,95		
	246,5	100,00		

L'isomorphisme, si généralement constaté du barium, du strontium, du calcium et du plomb, ne se retrouve pas complétement dans ces fluorures doubles. Ceux de strontium et de calcium le présentent seul d'une manière complète. Ceux de barium appartiennent à des types tout différents. Ceux de plomb établissent, jusqu'à un certain point, un lien entre eux. En effet, on peut à la rigueur considérer le fluosilicate de plomb comme isomorphe avec ceux de strontiane et de chaux, tandis que le fluostannate de plomb l'est parfaitement avec celui de baryte.

FLUOSTANNATE DE MAGNÉSIE : $MgFl, SnFl^2 + 6Aq$.

Forme primitive. Rhomboèdre.

Prismes hexagonaux raccourcis, terminés par un

rhomboèdre de 127 degrés, semblables à des dodécaèdres rhomboïdaux. Les faces sont en général un peu courbes et inégales, en sorte que l'angle du rhomboèdre n'a pu être mesuré avec une parfaite précision. Du reste, ils conservent bien leur éclat à l'air.

Un accident m'ayant fait perdre ce sel avant que je l'eusse analysé, je n'ai pas cru nécessaire de répéter sa préparation, attendu que son isomorphisme avec tous les composés analogues des métaux de la série magnésienne ne laisse aucun doute sur sa composition.

FLUOTITANATE DE MAGNÉSIE : MgFl, TiFl² + 6Aq.

Rhomboèdre.

Forme primitive.

Cristaux exactement semblables à ceux du fluostannate ; l'angle du rhomboèdre est de 128 degrés. Ils sont très-nets et volumineux.

Ce sel est très-soluble dans l'eau froide ; sa dissolution, parfaitement limpide, se trouble légèrement par l'ébullition.

Analyse.

1,790 a perdu à 100 degrés 0,327 d'eau = 18,20 p. 100, c'est-à-dire trois équivalents d'eau. On a continué à chauffer ensuite vers 300 degrés ; la perte totale a été alors de 0,722 ou 40,33 p. 100 ; mais il s'était dégagé déjà quelques vapeurs de fluorure de titane, comme le prouvait un léger dépôt d'acide titanique sur le couvercle du creuset de platine. Le résidu, décomposé par l'acide sulfurique, calciné, puis lavé, a donné :

Acide titanique. . . 0,463 = Titane. . . 0,2801 = 15,65 p. 100
Sulfate de magnésie. 0,712 = Magnésium. 0,1447 = 8,08 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Mg.	12,25	8,29	8,08
Ti.	24,50	16,58	15,65
3Fl.	57,00	38,58	
6Aq.	54,00	36,55	
	147,75	100,00	

Le titane est un peu trop faible, par suite de la volatilisation signalée ci-dessus.

Décomposition de ce sel par la chaleur.

J'ai vérifié ce fait en chauffant au rouge une certaine quantité de ce sel dans une petite cornue de platine. Il est resté un résidu (34,8 p. 100) qui paraissait être un mélange de fluorure de magnésium et d'acide titanique. Le chapiteau de la cornue était recouvert d'un dépôt d'acide titanique insoluble, provenant de la décomposition d'une partie du fluorure de titane par la vapeur d'eau. Le col de la cornue renfermait un produit blanc, léger, assez abondant, qui, au contact de l'eau, s'est dissous avec sifflement, en produisant une dissolution un peu trouble, qui s'est parfaitement éclaircie par filtration. Concentrée par l'évaporation, elle a dégagé de la vapeur d'eau sans acide fluorhydrique, jusqu'à ce que, devenue sirupeuse, elle blanchit et se prend en une masse gélatineuse en exhalant alors l'odeur de l'acide fluorhydrique.

Ces faits paraissent indiquer l'existence d'un fluorure de titane neutre, solide, qui, je crois, n'a pas encore été signalé. Il serait possible cependant que ce fût un fluorhydrate de fluorure; cependant il s'était dégagé aussi beaucoup d'acide fluorhydrique dans cette distillation.

FLUOSTANNATE DE MANGANÈSE : MnFl, SnFl² + 6Aq.

Forme primitive. Rhomboèdre.

Prismes hexagonaux réguliers, assez allongés, terminés par un rhomboèdre de 127° 22′.

Ils sont d'un rose pâle, très-nets et éclatants, mais se ternissent à la longue au contact de l'air.

Analyse. 1g,494, desséchés à 100 degrés, puis décomposés par l'acide sulfurique, calcinés et lavés :

Eau chassée à 100 degrés. . . . . 0,409 =27,37 p. 100
Acide stannique. . . . 0,574=Étain. . . . 0,4515=30,22
Sulfate de manganèse. 0,547=Manganèse. 0,1992=13,33

		Calculé.	Trouvé.
Mn.	27,5	13,92	13,33
Sn.	59,0	29,88	30,22
3Fl.	57,0	28,86	»
6Aq.	54,0	27,34	27,37
	197,5	100,00	

Le fluosilicate de manganèse cristallise également, d'après Berzélius, en prismes hexagonaux à sommets rhomboédriques.

FLUOSILICATE DE ZINC : ZnFl, $SiFl^2 + 6Aq$.

Rhomboèdre.

Forme primitive.

Même forme que les précédents. Quelquefois seulement on trouve de plus la base, tronquant les sommets rhomboédriques. Les cristaux sont assez gros et très-nets (Pl. I, *fig.* 18).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
R—R =	127° 16′	* 127° 16′	M—M =	120° 0′	120° 0′
R : M =	116 22	116 22	P : R =	149 9	149 6

Clivages.

Ces cristaux se clivent nettement suivant les faces du prisme hexagonal. Si l'on y taille deux faces perpendiculaires à l'axe, on s'assure facilement qu'ils possèdent un seul axe de double réfraction positif. Ces caractères se retrouvent du reste dans tous les autres composés isomorphes de ce groupe.

Propriétés optiques.

Analyse.

Il est impossible de chasser l'eau sans qu'il se dégage en même temps du fluorure de silicium. Je n'ai pas même réussi à éviter complétement cet inconvénient par l'addition d'un excès d'oxyde de plomb, et je suis disposé à croire que c'est par suite de l'imperfection de ce procédé que Berzélius a attribué sept équivalents d'eau à tous les fluosilicates de cette série. L'emploi de la chaux vive en poudre sèche ne m'a pas paru plus avantageux.

On réussit bien au contraire si, après avoir ajouté un poids déterminé de chaux vive, on en fait avec de l'eau une bouillie liquide qu'on fait sécher lentement et que l'on calcine ensuite. J'ai obtenu ainsi 34,87 p. 100 d'eau.

En calcinant le sel dans un creuset bien fermé pour chasser le fluorure de silicium, puis en calcinant de nouveau à creuset ouvert le fluorure de zinc jusqu'à ce qu'il ne se forme plus d'acide fluorhydrique et que le poids reste constant, il ne reste que de l'oxyde de zinc. J'en ai obtenu ainsi 25,87 p. 100, correspondant à 20,72 de zinc.

2g,500 précipités par le carbonate de soude ont donné 1,102 ou 44,08 p. 100 de silicate de zinc; retranchant de ce poids 25,87 d'oxyde de zinc, il reste 18,21 p. 100 de silice ou 8,50 de silicium. La liqueur a été précipitée ensuite par le chlorure de calcium; le précipité lavé, séché, puis traité par l'acide acétique, a laissé 1,850 de fluorure de calcium = 0,901 de fluor ou 36,04 p. 100 :

		Calculé.	Trouvé.
Zn.	32,75	20,76	20,72
Si.	14,00	8,88	8,50
3Fl.	57,00	36,13	36,04
6Aq.	54,00	34,23	34,87
	157,75	100,00	100,13

FLUOSTANNATE DE ZINC : $ZnFl, SnFl^2 + 6Aq$.

Forme primitive. Rhomboèdre.

Prismes hexagonaux réguliers, en général allongés, terminés par un rhomboèdre R, non basés, mais présentant quelquefois un rhomboèdre inverse S^2 (fig. 19). Les angles diffèrent si peu de ceux du fluosilicate que je les ai calculés sur la même base.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
R—R =	127° 16′	127° 8′	S^2—S^2 =	96° 47′	96° 50′
R : M =	116 22	116 26	M : S^2 =	131 36	131 35
M—M =	120 0	120 0	M : R =	90 0	90 0
R ∧ S^2 =	99 5	99 14			

L'eau en se dégageant entraîne de l'acide fluorhydrique. Si l'on calcine au contact de l'air jusqu'à ce qu'il ne se dégage plus de vapeurs acides, il reste un mélange ou un composé d'oxyde de zinc et d'acide stannique pesant 57,22 p. 100; le calcul demande 57,09. — Analyse.

2 grammes décomposés par l'acide sulfurique, calcinés, puis traités par l'eau et l'acide azotique ont donné :

Acide stannique. . 0,720 = Étain. . 0,5664 = 28,32 p. 100
Oxyde de zinc. . . 0,405 = Zinc. . . 0,3255 = 16,27 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Zn.	32,75	16,15	16,27
Sn.	59,00	29,10	28,32
3Fl.	57,00	28,11	
6Aq.	54,00	26,64	
	202,75	100,00	

FLUOSTANNATE DE CADMIUM : $CdFl, SnFl^2 + 6Aq$.

Rhomboèdre.

Prisme hexagonal régulier, terminé par un rhomboèdre de 127 degrés environ. Les cristaux sont ordinairement assez allongés, trois faces alternatives du prisme sont toujours beaucoup plus développées que les trois intermédiaires, en sorte que les cristaux ont l'apparence de prismes triangulaires. — Forme primitive.

$2^g,5$ ont été décomposés par l'acide sulfurique. Le résidu, fortement desséché, a été repris par l'acide azotique. La liqueur, séparée de l'acide stannique, a été précipitée par le carbonate de potasse : — Analyse.

Acide stannique. . . 0,808 = Étain. . . 0,6356 = 25,42 p. 100
Oxyde de cadmium. 0,709 = Cadmium. 0,6204 = 24,81 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Cd.	56	24,78	24,81
Sn.	59	26,11	25,42
3Fl.	57	25,22	
6Aq.	54	23,89	
	226	100,00	

FLUOSILICATE DE NICKEL : NiFl, $SiFl^2 + 6Aq$.

Forme primitive. Rhomboèdre.

Ce sel donne de très-beaux cristaux en prismes hexagonaux réguliers, terminés par le rhomboèdre R, mais portant souvent aussi la base P et le rhomboèdre inverse S^2 (combinaison des *fig.* 18 et 19).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
R — R =	127°34′	* 127°34′	M — M =	120° 0′	120° 0′
R : M =	116 13	116 13	P : R =	149 14	149 20
S^2—S^2 =	97 10	97 4	P : S^2 =	130 0	130 8
M : S^2 =	131 23	131 28	R ∧ S^2 =	99 14	99 28
M : R =	90 0	90 0			

Analyse. 2^g,3381 chauffés au rouge sombre ont laissé un résidu pesant = 0^g,7466 = 31,93 p. 100. Si on le considère comme du fluorure de nickel pur, ce poids correspond à 19,42 p. 100 de nickel. Ce résidu, décomposé par l'acide sulfurique et calciné au rouge naissant, a laissé 1,1846 de sulfate = 50,66 p. 100 correspondant à 19,35 de nickel. Enfin, après une forte calcination au rouge blanc, il est resté 0,5718 ou 24,45 p. 100 d'oxyde de nickel, contenant 19,23 de nickel. Le dernier chiffre, qui est le plus sûr, correspond très-bien à la formule :

		Calculé.
Ni.	29,5	19,10
Si.	14,0	9,06
3Fl.	57,0	36,89
6Aq.	54,0	34,95
	154,5	100,00

FLUOSTANNATE DE NICKEL : NiFl, $SnFl^2 + 6Aq$.

Forme primitive. Rhomboèdre.

Prisme hexagonal régulier, terminé par un rhomboèdre de 127° 30′. Trois faces du prisme dominent constamment et donnent aux cristaux l'apparence de

prismes triangulaires. Les faces intermédiaires manquent même quelquefois complétement.

Analyse.

2g,600 ont été décomposés par l'acide sulfurique, repris par l'acide azotique, puis la liqueur précipitée par la potasse :

Acide stannique. . 0,994 = Étain.. . 0,781 = 30,07 p. 100
Oxyde de nickel... 0,466 = Nickel. . 0,3666= 14,10 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Ni.	29,5	14,79	14,10
Sn.	59,0	29,57	30,07
3Fl.	57,0	28,57	
6Aq.	54,0	27,07	
	199,5	100,00	

FLUOSILICATE DE CUIVRE.

Deux hydrates.

Lorsqu'on fait cristalliser ce sel par l'évaporation spontanée ou par le refroidissement d'une dissolution modérément concentrée par la chaleur, on obtient de beaux cristaux à 6 équivalents d'eau, appartenant au même type que tous les autres sels de cette série. Mais si la cristallisation se produit par l'évaporation à une température d'environ 50 degrés, on obtient un sel d'une autre forme qui ne contient que 4 équivalents d'eau.

(A) $CuFl, SiFl^2 + 6Aq$.

Rhomboèdre.

Forme primitive.

Gros prismes hexagonaux réguliers, terminés par un rhomboèdre de 125°30'. On observe quelquefois le rhomboèdre inverse S², donnant lieu à de petites faces peu nettes. Quelquefois aussi les arêtes verticales du prisme sont tronquées par les faces du second prisme hexagonal. Les cristaux s'effleurissent assez vite au contact de l'air.

Analyse.

Ce sel laisse, par une forte calcination, un résidu pesant 29,25 p. 100, qui paraît être un oxyfluorure

$CuO, CuFl$. Le résidu, décomposé par l'acide sulfurique et fortement calciné, a laissé 25,30 p. 100 d'oxyde de cuivre, soit 20,17 de cuivre.

		Calculé.	Trouvé.
Cu.	31,5	20,13	20,17
Si.	14,0	8,95	
3Fl.	57,0	36,42	
6Aq.	54,0	34,50	
	156,5	100,00	

(B) $CuFl, SiFl^2 + 4Aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Les cristaux sont ordinairement formés d'un prisme rhomboïdal M, tronqué latéralement par les faces E, terminé par une base oblique, avec deux facettes sur les arêtes postérieures de la base. Par suite de l'étude que j'avais faite auparavant du fluostannate de cuivre qui lui est isomorphe, mais dont les faces offrent un développement différent, j'ai considéré la base de ces cristaux comme une face oblique *a* placée sur l'angle antérieur, et les facettes modifiant les arêtes postérieures, comme un biseau *e* sur les angles latéraux (Pl. I, *fig.* 21).

Ils offrent tantôt l'apparence de prismes rectangulaires *a*E terminés par une pyramide MM*ee*, tantôt celle des tables hexagonales fort aplaties suivant la face *a*.

Leurs faces sont peu nettes à cause de la grande concentration de l'eau mère, dans laquelle ils se forment, qui se solidifie rapidement lorsqu'on en extrait les cristaux. Leurs angles paraissent d'ailleurs si voisins de ceux du fluostannate, que je n'ai pas refait un calcul spécial pour ce sel ; je donne les angles calculés pour le fluostannate :

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	127° 6′	127° 0′	M : *a* =	132° 15	132° 30
E : M =	116 27	116 25	M : *e* =	94 56	
e ∧ *e* =	137 12	138 0	*a* : *e* =	142 41	143 0
E : *e* =	111 24	111 10	M : *e* =	114 16	114 0

1g,610 ont laissé par calcination 0g,526 = 32,67 p. 100 d'oxyfluorure. Le résidu, décomposé par l'acide sulfurique et fortement calciné, a donné 0,466 d'oxyde, contenant 0,3716 de cuivre ou 23,08 p. 100. Analyse.

		Calculé.	Trouvé.
Cu.	31,5	22,74	23,08
Si.	14,0	10,11	
3Fl.	57,0	41,16	
6Aq.	54,0	25,99	
	138,5	100,00	

FLUOSTANNATE DE CUIVRE : CuFl, $SnFl^2 + 4Aq$.

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Cristaux prismatiques, allongés suivant le prisme M, tronqués latéralement par les faces E, terminés par le biseau *e* sur les angles latéraux, et portant de plus les faces *a* et *α* sur les angles antérieurs et postérieurs (*fig.* 20).

Les cristaux, d'un beau bleu, sont assez éclatants et se conservent très-bien à l'air.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	127° 6′	* 127° 6′	α : M =	114° 7′	114° 14′
E : M =	116 27	116 30	α : *e* =	48 23	»
e ∧ *e* =	137 12	* 137 12	M : *e* =	114 16	114 15
E : *e* =	111 24	111 27	(MM) : *a* =	138 41	»
M : *a* =	132 15	* 132 15	(MM) : (*ee*) =	107 21	»
M : *e* =	94 56	94 54	(MM) : α =	62 51	»
a : *e* =	142 41	142 44	*a* ∧ α =	104 10	104 0

Il peut être chauffé jusque vers 100 degrés sans s'altérer. Plus tard, il perd de l'eau, mais elle entraîne avec elle de l'acide fluorhydrique.

1g,947 ont été décomposés par l'acide sulfurique, évaporés à siccité, puis traités par l'acide azotique; la liqueur a été précipitée par la potasse : Analyse.

Acide stannique. . 0,802 = Étain. . 0,6309 = 32,40 p. 100
Oxyde de cuivre. . 0,421 = Cuivre . 0,3351 = 17,21 p. 100

1g,500 précipités par l'acide sulfhydrique, puis par l'ammoniaque et le chlorure de calcium, ont donné :

Fluorure de calcium. 0,950 = Fluor. 0,463 = 30,87 p. 100

		Calculé.	Trouvé.
Cu.	31,5	17,17	17,21
Sn.	59,0	32,15	32,40
3Fl.	57,0	31,06	30,87
4Aq.	36,0	19,62	
	183,5	100,00	

Le fluostannate de cuivre ne paraît pas pouvoir cristalliser sous la forme hexagonale avec 6 équivalents d'eau. Du moins, je n'ai point réussi à obtenir cette forme, même en exposant au froid une dissolution saturée à la température ordinaire.

FLUOTITANATE DE CUIVRE, CuFl, $TiFl^2 + 4Aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Même forme que les deux sels précédents. Les cristaux sont tantôt prismatiques comme ceux du fluostannate (Pl. I, *fig.* 20), tantôt aplatis et élargis suivant la face *a* comme ceux du fluosilicate (*fig.* 21). Bien qu'ils soient très-éclatants, leurs angles présentent d'assez fortes variations ; aussi ai-je conservé pour angles calculés ceux du fluostannate.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	127° 6′	127° 10′	*e* ∧ *e* =	137° 12′	137° 26′
E : M =	116 27	116 20	E : *e* =	111 24	111 10
M : *a* =	132 15	132 0	α : M =	114 7	114
M : *e* =	94 56	94 50	α : *e* =	48 23	48 30
a : *e* =	142 41	142 50	M : *e* =	114 16	114 48
a ∧ α =	104 10	104 12			

Ce sel peut être chauffé jusqu'à 100 degrés sans perdre d'eau.

Analyse. 0g,898 ont été décomposés par l'acide sulfurique, puis le sulfate de cuivre redissous dans l'eau bouillante et précipité par la potasse :

Acide titanique. . 0,240 = Titane. . 0,1452 = 16,17 p. 100
Oxyde de cuivre. . 0,235 = Cuivre. . 0,1874 = 20,87 p. 100

1^g,646 précipités successivement par l'acide sulfhydrique, par l'ammoniaque et par le chlorure de calcium ont donné :

Oxyde de cuivre. . 0,432 = Cuivre. . 0,3445 = 20,93 p. 100
Acide titanique. . 0,455 = Titane. . 0,2752 = 16,72 p. 100
Fluorure de calc. 1,311 = Fluor. . 0,6387 = 38,80 p. 100

		Calculé.	Trouvé.	
Cu.	31,5	21,14	20,87	20,93
Ti.	24,5	16,44	16,17	16,72
3Fl.	57,0	38,26		38,80
4Aq.	36,0	24,16		
	149,0	100,00		

FLUOTITANATE DE CUIVRE ET FLUORURE AMMONIQUE :
$AzH^4Fl + 2\,(CuFl,\ TiFl^2 + 4Aq)$.

Forme primitive.

Prisme carré.

Le plus souvent les cristaux n'offrent que le prisme carré terminé par une base droite. Quelquefois les angles ou les arêtes de la base sont tronqués par les facettes a, $a^{1/2}$ et m. Il est assez rare de trouver réunis ces trois systèmes de modifications (Pl. I, *fig.* 22).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	90° 0′	90° 0′	P : m =	123° 17′	123° 10′
m — m =	107 32	»	P : M =	90 0	90 0
P : $a^{1/2}$ =	151 42 *	151 42	M : m =	146 43	146 44
P : a =	132 53	133 2	$a^{1/2} — a^{1/2}$ =	140 50	140 52
a — a =	117 35	»			

Clivage.

Les cristaux se clivent assez facilement parallèlement à la base. Aussi est-il facile de constater qu'ils possèdent un seul axe de double réfraction.

Exposés à l'air, ils s'effleurissent un peu à la longue; ils perdent promptement de l'eau lorsqu'on les chauffe.

Ce sel se dissout complétement dans l'eau froide et peut, par l'évaporation spontanée, ou à une douce chaleur, reproduire les cristaux primitifs. Cependant il

arrive souvent que sa dissolution se trouble et laisse déposer un peu de fluorure de cuivre par suite de la combinaison d'une partie du fluorure de titane avec le fluorure ammonique. On évite facilement cette décomposition par l'addition de quelques gouttes d'acide fluorhydrique.

Préparation. Ce sel m'a singulièrement et longtemps embarrassé. J'en obtenais en effet toujours quelques cristaux dans chaque préparation de fluotitanate de cuivre, sans en réunir jamais assez pour pouvoir en faire une analyse bien exacte. Mes premières analyses m'y montraient le titane et le cuivre en proportions équivalentes, comme dans le fluotitatane de cuivre, et seulement un léger excès de fluor, ce qui paraissait d'autant plus incompréhensible que la propriété de ce sel de se troubler par l'ébullition semblait plutôt indiquer un sel basique. Ce n'est qu'après bien des essais infructueux que j'ai remarqué que sa production était liée avec l'emploi d'un acide titanique précipité par l'ammoniaque et non calciné. Ayant alors essayé d'ajouter du fluorure ammonique à la dissolution du fluotitanate de cuivre, j'ai pu reproduire ce sel avec facilité.

Analyse. Le cuivre, le titane et le fluor peuvent être obtenus successivement en précipitant la dissolution par l'acide sulfhydrique, l'ammoniaque et le chlorure de calcium.

						p. 100.
I. *Sel :* 0,668 :	Oxyde de cuivre. .	0,157	= Cuivre.	0,1253	=	18,76
	Acide titanique. .	0,164	= Titane.	0,0992	=	14,85
	Fluorure calcique.	0,541	= Fluor. .	0,2636	=	39,46
II. *Sel :* 0,904 :	Oxyde de cuivre. .	0,206	= Cuivre.	0,1643	=	18,17
	Acide titanique. .	0,221	= Titane.	0,1337	=	14,79
	Fluorure calcique.	0,725	= Fluor. .	0,3532	=	39,07
III. *Sel :* 2,342 :	Oxyde de cuivre. .	0,546	= Cuivre.	0,4354	=	18,59
	Acide titanique. .	0,560	= Titane.	0,3388	=	14,46
	Fluorure calcique.	1,910	= Fluor. .	0,9305	=	39,73

IV. 3 grammes ont été distillés avec de l'eau et de la potasse, l'ammoniaque recueilli dans une dissolution titrée d'acide oxalique a saturé 0,498 d'acide, correspondant à 0,1423 d'ammonium = 4,74 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.		
2Cu.	63	18,81	18,76	18,17	18,59
2Ti.	49	14,63	14,85	14,79	14,46
7Fl.	133	39,70	39,46	39,07	39,73
AzH^4.	18	5,37		4,74	
8Aq.	72	21,49			
	335	100,00			

FLUOTITANATE DE CUIVRE ET FLUORURE DE POTASSIUM :

$KFl + 2\ (CuFl,\ TiFl^2 + 4Aq)$.

Prisme quarré.

Forme primitive.

Cristaux d'un beau bleu, tout à fait semblables aux précédents, toutefois, je n'y ai trouvé que le prisme quarré, basé, sans modification.

Préparation.

Il est très-difficile d'obtenir une quantité un peu notable de ce sel. En effet, à cause de la très-faible solubilité du fluotitanate de potasse, lorsqu'on mêle du fluorure de potassium à une dissolution de fluotitanate de cuivre, la plus grande partie du premier sel cristallise à l'état de fluotitanate de potasse lamellaire ; il se précipite une quantité équivalente de fluorure de cuivre, et il ne peut se former qu'une très-petite quantité du sel triple cherché.

Analyse.

0g,959 ont été précipités par l'acide sulfhydrique, puis par l'ammoniaque, puis évaporés à siccité et calcinés avec de l'acide sulfurique. On a obtenu :

Oxyde de cuivre. . 0,223 = Cuivre. . . 0,1778 = 18,54 p. 100
Acide titanique. . 0,222 = Titane. . . 0,1343 = 14,00 p. 100
Sulfate de potasse. 0,213 = Potassium. 0,0955 = 9,96 p. 100

		Calculé.	Observé.
2Cu.	63	17,70	18,54
2Ti.	49	13,76	14,00
K.	39	10,96	9,96
7Fl.	133	37,36	»
8Aq.	72	20,22	»
	356	100,00	

FLUOSILICATE D'ARGENT : $AgFl, SiFl^2 + 4Aq$.

Ce sel est d'une telle déliquescence qu'il m'a été impossible d'en déterminer la forme même approximativement. Il m'a semblé y voir des octaèdres carrés ou rectangulaires assez aplatis, mais cette apparence pourrait se concilier avec plusieurs systèmes de cristallisation différents.

Il fond bien avant 100 degrés, mais ne perd son eau qu'en se décomposant. Il laisse par calcination un résidu d'argent et un peu de silice.

Analyse. $2^g,564$ de cristaux rapidement essuyés et pesés, traités successivement par l'acide chlorhydrique et par le carbonate d'ammoniaque, ont donné :

Chlorure d'argent. 1,742 = Argent. 1,311 = 51,13 p. 100.
Silice. . . . . . . 0,339 = Silicium. 0,1582 = 6,17

		Calculé.	Trouvé.
Ag.	108	50,24	51,13
Si.	14	6,51	6,17
3Fl.	57	26,54	
4Aq.	36	16,74	
	215	100,00	

FLUOSTANNATE D'ARGENT : $AgFl, SnFl^2 + 4Aq$.

Forme incertaine. Bien que ce sel paraisse moins déliquescent que le précédent, il l'est encore assez cependant pour rendre impossible la détermination exacte de sa forme cristalline. La forme de ses cristaux est celle de prismes quadrangulaires, terminés par des pyramides à quatre pans sur les angles des bases. L'angle du prisme est droit ou très-voisin de 90 degrés. Les faces de la pyramide paraissent inclinées à peu près également les unes sur les autres de 127 à 130 degrés. Mais, sans sortir des limites d'incertitude dont sont entachées ces déterminations, on pourrait également rapporter ces

cristaux à un prisme quarré ou rectangulaire, ou à un prisme rhomboïdal droit ou oblique.

Je n'ai pas mieux réussi à en déterminer le caractère optique; toutefois les essais que j'ai faits dans ce sens ne semblent pas favorables à l'hypothèse d'un prisme quarré.

Ce sel fond bien avant 100 degrés; l'eau ne peut en être chassée sans qu'il se dégage en même temps de l'acide fluorhydrique.

Analyse.

1g,759 précipités par l'acide chlorhydrique, puis par l'ammoniaque, ont donné :

Chlorure d'argent. 0,956 = Argent. 0,7195 = 40,90 p. 100.
Acide stannique. . . 0,533 = Étain. . 0,4191 = 23,84

2g,3425 décomposés par l'acide sulfurique, repris par l'acide azotique bouillant, puis précipités par l'acide chlorhydrique, ont donné :

Acide stannique. . 0,681 = Étain. . 0,5357 = 22,87 p. 100.
Chlorure d'argent. 1,284 = Argent. 0,9664 = 41,25

		Calculé.	Trouvé.	
Ag.	108	41,54	40,90	41,25
Sn.	59	22,69	23,84	22,87
3Fl.	57	21,92		
4Aq.	36	13,85		
	260	100,00		

Autre hydrate.

J'ai obtenu une fois, dans une dissolution sursaturée recouverte d'une feuille de papier, des cristaux rectangulaires aplatis dont la forme ne paraissait point semblable à celle des cristaux précédents. La lumière polarisée traversant ces lames y fait naître une série d'anneaux elliptiques avec une ligne noire. Leur analyse m'a donné des résultats conformes à la formule ci-dessus. Je crois cependant que ces cristaux contiennent une moindre proportion d'eau de cristallisation.

Mais ils sont imprégnés d'une eau mère qui se prend en masse lorsqu'on essaye de les écraser.

Fluotitanate d'argent.

J'ai essayé de préparer également le fluotitanate d'argent; j'ai bien obtenu aussi un sel cristallisé, mais qui m'a paru au moins aussi déliquescent que les deux précédents: je n'en ai pas poursuivi l'étude.

CHLORURE LANTHANO-MERCURIQUE : LaCl, 3HgCl + 8Aq.

Forme primitive. Cube.

Cristaux incolores, cubiques, sans aucune modification, jouissant de la réfraction simple; très-solubles dans l'eau, mais non déliquescents.

Ils ont été obtenus par la concentration d'une dissolution renfermant le chlorure de lanthane et le bichlorure de mercure.

Analyse.

0g,693 calcinés avec du sel ammoniac ont laissé un résidu pesant 0,093. Mais il contenait beaucoup d'oxychlorure insoluble. Redissous par l'acide chlorhydrique et précipité par l'oxalate d'ammoniaque, il a donné 0,067 d'oxyde de lanthane =0,0572 de lanthane =8,25 p. 100.

1g,287 précipités par l'azotate d'argent, puis par l'acide sulfhydrique après l'élimination de l'argent en excès, puis par l'oxalate d'ammoniaque, ont donné :

Chlorure d'argent. .	1,347 =	Chlore. .	0,3324 =	25,82 p. 100
Sulfure de mercure.	0,817 =	Mercure.	0,7043 =	54,72
Oxyde de lanthane.	0,128 =	Lanthane	0,1092 =	8,48

		Calculé.	Trouvé.	
3Hg.	300,0	53,52	54,72	»
La.	46,5	8,29	8,48	8,25
4Cl.	142,0	25,34	25,82	
8Aq.	72,0	12,85		
	560,5	100,00		

CHLORURE DIDYMO-MERCURIQUE : DiCl, 3HgCl + 8Aq.

Forme primitive. Cube.

Ce sel présente exactement les mêmes caractères

que le précédent, sauf qu'il est coloré en rose pâle. Il paraît encore plus soluble et même un peu déliquescent.

Analyse.

1g,911 analysés comme le sel lanthanique ont donné :

Chlorure d'argent. . 1,961 = Chlore. . 0,4847 = 25,36 p. 100
Sulfure de mercure. 1,203 = Mercure. 0,1037 = 54,26
Oxyde de didyme. . 0,201 = Didyme. 0,1723 = 9,02

		Calculé.	Trouvé.
3Hg.	300	53,38	54,26
Di.	48	8,54	9,02
4Cl.	142	25,27	25,36
8Aq.	72	12,81	
	562	100,00	

BROMATE DE DIDYME : $DiO, BrO^5 + 6Aq$.

Forme primitive.

Prisme hexagonal.

Cristaux prismatiques, roses, très-éclatants, inaltérables à l'air. Ils présentent rarement des sommets bien conformés; le plus souvent ils sont hérissés de petits pointements, comme si les gros cristaux étaient formés par l'agrégation d'une infinité de petits prismes. Quelquefois cependant ils se terminent par une pyramide hexagonale régulière (*fig.* 23).

	Calculé.	Trouvé.
$M - M$ =	120° 0′	120° 0′
{ $M : m$ =	123 30	*123 30
{ $m \wedge m$ =	113 0	
{ $m - m$ =	147° 58′	148° 4′
{ $m : M$ =	106 1	105 57
$m \smile m$ =	122 53	123 3

Clivages.

Ils présentent des clivages nets et faciles suivant les faces du prisme, et un seul axe de double réfraction parallèle à l'axe.

Il fond au-dessous de 100 degrés et perd de l'eau, mais il ne laisse pas dégager à cette température toute son eau de cristallisation; la perte s'élève à 18 p. 100 environ.

Analyse.

2g,264 ont été réduits par l'acide sulfureux et préci-

pités par l'azotate d'argent. Après avoir précipité l'excès d'argent par l'acide chlorhydrique, on a séparé le didyme par l'oxalate d'ammoniaque.

Bromure d'argent 1,850 = Ac. bromique 1,1808 = 52,15 p. 100
Oxyde de didyme 0,559 = 24,69

		Calculé.	Trouvé.
DiO.	56	24,35	24,69
BrO^5.	120	52,17	52,15
6Aq.	54	23,48	
	230	100,00	

Ce sel avait été préparé par double décomposition au moyen du sulfate de didyme et du bromate de baryte.

Sa forme est presque exactement la même que celle du fluosilicate de soude, et l'on peut remarquer que, de même que ce dernier sel a une constitution analogue à celle du fluosilicate de potasse qui cristallise dans le système régulier, de même le bromate de didyme présente la même constitution que les bromates de la série magnésienne qui appartiennent aussi au système régulier.

Bromate de lanthane.

Le bromate de lanthane incolore ressemble complétement à celui de didyme. Ce sont aussi des prismes hexagonaux réguliers, mais dont aucun ne m'a offert de pointement déterminable. Il se dissout dans 3 fois 1/2 son poids d'eau à 15 degrés. Je ne l'ai pas analysé; il est probable qu'il renferme aussi 6 équivalents d'eau (1).

(1) Je n'ai pas réussi à préparer les fluosilicates de lanthane ou de didyme. Soit par l'action de l'acide fluosilicique sur leurs oxydes, soit par l'action du fluosilicate de zinc sur les dissolutions de leurs sulfates, on obtient des produits insolubles qui ne sont essentiellement formés que de fluorures insolubles de lanthane ou de didyme mêlés d'un peu de silice.

SULFATE CÉROSO-CÉRICO-POTASSIQUE :

$Ce^3O^4, 4SO^3 + 4(KO, SO^3) + 4Aq.$

Forme primitive.

Prisme rhomboïdal oblique.

Petits cristaux d'un jaune pur, très-nets et éclatants, formés par l'évaporation spontanée d'une dissolution de sulfate céroso-cérique mêlée de sulfate de potasse.

Tantôt la forme dominante est un octaèdre assez aigu $m\mu$, tronqué légèrement par les faces P, A et $\alpha^{1/2}$ (*fig.* 24). Tantôt ils sont beaucoup plus élargis suivant la base P et portent sur les angles latéraux les faces E et $e^{1/2}$. Les arêtes P*m* sont quelquefois tronquées par les facettes $m^{1/3}$ (*fig.* 25).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
$P : m^{1/3} =$	141° 14′	141° 30′	$P : (mm) =$	127° 55′	
$P : m =$	116 20	*116 20	$P : A =$	100 40	100° 44′
$P : M =$	96 50		$P : (\mu\mu) =$	68 5	
$P : \mu =$	75 40	*75 40	$P : \alpha^{1/2} =$	45 12	44 50
$m - m =$	92 23	*92 23	$P : e^{1/2} =$	134 10	134 0
$E : m =$	133 48		$P : E =$	90 0	90 0
$\mu - \mu =$	83 7	83 4	$m^{1/3} - m^{1/3} =$	122 10	
$E : \mu =$	138 27	138 30	$A : m =$	129 55	129 50
$\mu : e^{1/2} =$	135 10	135 7	$A : \mu =$	56 1	55 54
$\mu : m^{1/3} =$	108 4	108 8	$m \smile m =$	106 6	106 2
$M - M =$	79 51				

Lorsqu'on calcine modérément ce sel, il perd son eau, de l'oxygène et de l'acide sulfurique, et laisse un résidu composé de sulfate de potasse et de sulfate céreux.

Analyse.

2 grammes précipités par l'oxalate d'ammoniaque, puis évaporés à siccité et calcinés :

Oxyde céroso-cérique.	0,504	= 25,20 p. 100	= CeO.	24,02
Sulfate de potasse. . .	0,874	= 43,70 p. 100	= KO.	23,61

2 grammes traités de même :

Oxyde céroso-cérique.	0,495	= 24,75 p. 100	= CeO.	23,59
Sulfate de potasse. . .	0,929	= 46,45 p. 100	= KO.	25,10

1 gramme a donné par le chlorure de barium :

Sulfate de baryte. 1,288 = Acide sulfurique. 0,4422

3g,549 précipités par l'oxalate d'ammoniaque, puis par le chlorure de barium et l'acide chlorhydrique.

Oxyde céroso-cérique. 0,890 = 25,08 p. 100 = CeO. 23,90
Sulfate de baryte. : . 4,528 = Acide sulf. 1,5547 = 43,81

Enfin j'ai fait deux dosages d'oxygène par la méthode indiquée par M. Bunsen, une fois en traitant ce sel par l'acide chlorhydrique en présence d'iodure de potassium, puis déterminant l'iode mis en liberté par une dissolution titrée d'acide sulfureux; l'autre fois en réduisant directement par un volume connu d'acide sulfureux en présence d'acide chlorhydrique, puis dosant l'excès d'acide sulfureux par l'iode. J'ai obtenu ainsi pour la proportion d'oxygène en plus de l'oxyde céreux 1,18 et 1,16 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.		
3CeO. . .	162	22,69	24,02	23,59	23,90
O. . . .	8	1,12	1,18	1,16	
4KO. . .	188	26,33	23,61	25,10	
$8SO^3$. . .	320	44,82	44,22	»	43,81
4Aq. . .	36	5,04			
	714	100,00			

Toutes les analyses offrent un excès d'oxyde de cérium, et au contraire un défaut de potasse. Ces différences peuvent s'expliquer. Lorsqu'on prépare ce sel au moyen d'une dissolution de sulfate céroso-cérique cristallisé en prisme hexagonal, qui renferme un excès de sulfate céreux (1 équivalent CeO, SO^3 pour 1 de sulfate céroso-cérique Ce^3O^4, $4SO^3$, d'après M. Rammelsberg, probablement même 2 d'après mes propres analyses) (1), les cristaux dont il est ici question sont

(1) J'ai répété plusieurs fois le dosage de l'oxygène dans ces cristaux, et j'en ai toujours trouvé moins que ne l'exigerait la

toujours accompagnés et imprégnés d'un précipité pulvérulent jaune brunâtre, peu soluble, beaucoup plus riche en oxyde de cérium et plus pauvre en potasse. Un de ces précipités que j'ai analysé renfermait 2 équivalents de cérium pour 1 de potasse et équivalait très-exactement à la formule :

$$8(CeO, SO^3) + (Ce^2O^3, 3SO^3) + 5(KO, SO^3) + 7Aq.$$

Je ne prétends point le considérer comme un composé défini, mais comme il est impossible que les cristaux du sulfate double en soient complétement débarrassés, la présence de ce produit pulvérulent explique les différences que l'on observe dans les analyses.

Sel ammonique correspondant.

Il existe un sel analogue dans lequel le sulfate d'ammoniaque remplace celui de potasse; les angles paraissent être sensiblement les mêmes. Toutefois les faces n'en étaient pas bien nettes, en sorte que je n'en rapporterai pas les mesures.

STANNATE DE POTASSE : $KO, SnO^2 + 3Aq.$

Forme primitive.

Rhomboèdre.

Les cristaux présentent habituellement le rhomboèdre R, basé et tronqué sur ses arêtes par l'inverse $S^{1/2}$ (*fig.* 26). Quelquefois le développement de deux faces du rhomboèdre leur donne l'apparence de prismes obliques.

Hémitropie.

Souvent ils sont mâclés parallèlement à une face du rhomboèdre R (*fig.* 27); il en résulte entre les deux faces P et P' un angle rentrant d'un côté, saillant de l'autre.

Les faces de ces cristaux sont toujours un peu cour-

---

formule de M. Rammelsberg, environ 1 p. 100 seulement au lieu de 1,4. Pour les autres éléments, je suis d'ailleurs d'accord avec ce savant.

bes ou donnent plusieurs images; les mesures ne peuvent être qu'approximatives.

	Calculé.	Observé.
R — R =	75° 6′	74°50′ à 75°20′
R : $S^{1/2}$ =	127 33	127 30 environ.
P : R =	113 44	113 30 à 113 50
P : $S^{1/2}$ =	48 41	48 30 à 48 50
R ∧ $S^{1/2}$ =	65 3	65 environ.
$S^{1/2}$ — $S^{1/2}$ =	98 51	98 30 à 99 10
P : P′ =	132 32	132 20

Clivage. Il y a un clivage net suivant la base.

Propriétés optiques. Le plus souvent les cristaux sont d'un blanc laiteux. Cependant on les obtient quelquefois transparents; il est facile alors de constater qu'ils possèdent un seul axe de double réfraction positif.

Lorsqu'on les calcine, ils perdent leur eau sans fondre. Mais la perte de poids ne représente pas toute l'eau chassée, parce qu'il y a toujours absorption d'acide carbonique. Le résidu fait effervescence avec les acides et ne se redissout que très-incomplétement.

Analyse. $3^g,393$ calcinés avec l'acide sulfurique, puis lavés, ont donné :

Acide stannique. . 1,681 = 49,54 p. 100.
Sulfate de potasse. 2,017 = Potasse. 1,090 = 32,12

		Calculé.	Trouvé.
KO.	47	31,54	32,12
SnO^2.	75	50,34	49,54
3Aq.	27	18,12	
	149	100,00	

Préparation. La préparation de ce sel est très-simple; il importe seulement, si l'on ne veut pas employer inutilement un grand excès de potasse, de ne pas calciner trop fortement le mélange de potasse caustique et d'acide stannique. Le procédé suivant m'a paru le plus avantageux.

Après avoir mis en fusion aqueuse dans un creuset d'argent 80 grammes de potasse caustique, on y ajoute par portions 30 grammes d'acide stannique préparé par l'acide azotique et l'étain. Il se dissout très-facilement dans la potasse fondue et forme d'abord une masse assez liquide. Mais bientôt, sous l'influence d'une chaleur croissante, il se produit une sorte d'ébullition, sans boursouflement cependant si l'on a soin de modérer la chaleur, et bientôt tout se prend en une masse dure. Si on la laisse alors refroidir, elle se dissout presque complétement dans l'eau. Si, au contraire, on pousse plus loin la calcination, elle ne se redissout qu'en faible partie, probablement par suite de la formation d'un métastannate.

La liqueur donne facilement presque tout le stannate de potasse qu'elle renferme, par des concentrations et des refroidissements successifs. Ce sel étant fort peu soluble dans une dissolution concentrée de potasse, il finit par n'en rester que très-peu dans les eaux mères.

M. Rammelsberg a décrit ce même sel comme cristallisant en prisme rhomboïdal oblique de 76° 30'. J'ai répété si souvent la préparation de ce sel et sa cristallisation dans les circonstances les plus variées, sans jamais obtenir d'autre forme que celle que je viens de décrire, que j'ai peine à croire qu'il puisse être dimorphe. Comme d'ailleurs la forme indiquée par ce savant ne s'éloigne pas extrêmement de celle d'un rhomboèdre de 75°, je serais plutôt disposé à croire à une erreur fondée sur le peu de régularité que présentent souvent les cristaux de ce sel.

STANNATE DE SOUDE : $NaO, SnO^2 + 3Aq.$

Forme primitive. Rhomboèdre.

Ce sel se présente comme le précédent en cristaux peu nets, dont les faces sont courbes ou donnent plusieurs images. La forme dominante est le rhomboèdre basé RP. Les angles latéraux sont fréquemment tronqués par un rhomboèdre aigu R^4 (*fig.* 28); il y a encore des facettes d'un scalénoèdre indéterminable entre R et R^4.

	Calculé.	Observé.
R—R =	84° 0′	84°
P : R =	120 54	119 à 122
P : R^4 =	98 31	
R : R^4 =	157 37	158 à 160

Analyse. 2g,311 ont perdu par une calcination modérée dans un creuset bien fermé : 0,474 = 20.51 p. 100. Le résidu décomposé par l'acide sulfurique, calciné, puis lavé, a donné :

Acide stannique. 1,290 = 55,82 p. 100.
Sulfate de soude. 1,215 = Soude. 0,5305 = 22,96.

		Calculé.	Observé.
NaO.	31	23,31	22,96
SnO^2.	75	56,39	55,82
3Aq.	27	20,30	20,51
	133	100,00	99,29

Ce sel paraît également soluble à chaud et à froid ; à 20 degrés, il se dissout dans deux fois son poids d'eau.

TARTRATE NEUTRE DE STRONTIANE : $2SrO, C^8H^4O^{10} + 6Aq.$

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Tables rectangulaires peu épaisses, formées d'une large face A, de la base oblique P et des facettes *a* et *α*. Latéralement ils sont terminés par les faces E perpendiculaires à A, mais ils présentent en outre souvent

plusieurs faces offrant un caractère hémiédrique. A droite, on trouve les deux faces M du prisme rhomboïdal oblique; elles manquent à gauche, mais on y voit les faces *m* et μ (*fig.* 29).

On rencontre aussi quelquefois de très-petites facettes $e^{1/2}$, *e* et e^2 entre P et E, trop rares et trop peu développées pour que j'aie pu constater si elles sont aussi hémièdres.

Les cristaux les plus habituels ne sont formés que des faces A, E, α, μ.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	108° 0′	»	P : $e^{1/2}$ =	162° 38′	162° env.
A : M =	144 0	143° 45′	P : *e* =	147 59	148 4
A : E =	90 0	90 0	P : e^2 =	128 39	128 37
A : *a* =	137 32	137 36	P : E =	90 0	90 5
A : P =	102 0	*102 0	P : *m* =	138 20	»
A : α =	56 17	* 56 17	P : M =	99 41	99 40
E : μ =	118 0	*118 0	P : μ =	51 56	51 49
E : α =	90 0	90 0	A : *m* =	132 38	132 24
μ ⌣ μ =	56 0	»	A : *e* =	100 9	100 20
E : *m* =	113 21	113 28	A : μ =	60 39	60 50
E : *a* =	90 0	90 0	A : e^2 =	97 28	97 40
M : *a* =	126 38	126 30	M : α =	116 41	116 50

Angle plan de la base : 106° 47′.

Analyse.

Ce sel peut être chauffé à 100 degrés sans perdre d'eau. Soumis à un grillage complet, puis réchauffé avec du carbonate d'ammoniaque pour être certain que la strontiane soit bien tout entière à l'état de carbonate, il a donné :

Sel 0,992 = Carbonate 0,505 = Strontiane 0,3544 = 35,72 p. 100
Sel 1,510 = Carbonate 0,762 = Strontiane 0,5347 = 35,41 p. 100

		Calculé.	Trouvé.	
2SrO.	103,5	35,75	35,72	35,41
$C^8H^4O^{10}$. . . .	132,0	45,60		
6Aq.	54,0	18,65		
	289,5	100,00		

Préparation. Ce sel se prépare facilement en faisant dissoudre, à l'aide de la chaleur, du carbonate de strontiane dans une dissolution d'acide tartrique en excès. La majeure partie du sel dissous se dépose en cristaux par le refroidissement.

Quand on emploie pour cette préparation l'acide tartrique ordinaire du commerce, il arrive quelquefois que la première cristallisation se compose uniquement de cristaux en prismes rhomboïdaux droits, dont la forme est identique avec celle du tartrate de chaux et qui sont réellement formés pour la plus grande partie de ce sel, dont une portion seulement de la base est remplacée par de la strontiane.

TARTRATE DE STRONTIANE ET D'AMMONIAQUE : $AzH^4O, SrO, C^8H^4O^{10} + 12Aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal droit.

Lames minces rectangulaires, dont le plan est formé par le plan diagonal E, et les bords par les prismes M et N $(a : \frac{1}{2} b : \infty c)$, et les biseaux *e* et e^2, ce dernier ne se rencontrant que très-rarement. Quatre des faces d'un octaèdre *m* hémièdre tronquent obliquement les angles de ces tables (*fig.* 30).

Les faces du prisme sont striées et ne permettent que des mesures approximatives. On pourrait à la rigueur rapporter ces cristaux à un octaèdre quarré dont E serait la base, mais l'examen optique s'y oppose, car on ne voit pas d'anneaux colorés au travers de ces lames.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
E : M =	124° 58′	123° à 126°	E : *m* =	116° 2′	115° 30′
E : N =	144 26	143 à 146	*e* : *m* =	141 7	141 8
E : e^2 =	143 48	144 env.	M : *e* =	108 51	108 57
E : *e* =	124 20	*124 20′	N : *m* =	136 14	136 18
M : *m* =	140 0	*140 0	N : *e* =	62 41	62 35
m ∧ *m* =	80 0	80 0			

Ce sel avait été obtenu en concentrant, après l'avoir neutralisée par l'ammoniaque, l'eau mère des cristaux de tartrate de strontiane décrits ci-dessus.

Analyse.

Ayant constaté la présence de l'ammoniaque dans ces cristaux et leur neutralité, je me suis borné à doser la strontiane à l'état de carbonate par le grillage.

1g,262 ont donné 0g,292 de carbonate = 0g,2049 de strontiane, ou 16,23 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
SrO	51,75	16,29	16,23
AzH^4O	26,00	8,18	
$C^8H^4O^{10}$	132,00	41,54	
12Aq.	108,00	33,99	
	317,75	100,00	

TARTRATE D'ANTIMOINE ET DE STRONTIANE :
$SrO, Sb^2O^3, C^8H^4O^{10}$.

Forme primitive.

Prisme hexagonal.

Ce sel s'obtient le plus souvent en cristaux très-petits, quelquefois même aciculaires. Une seule fois j'en ai obtenu des cristaux un peu gros. Ce sont des prismes hexagonaux réguliers, tantôt basés, tantôt terminés par les pyramides *m* ou m^2.

Ils présentent un axe unique de double réfraction.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	120° 0′	120° 0′	*m* — *m* =	138° 26′	138° 28′
M : *m* =	135 12	* 135 12	M : *m* =	110 47	110 45
M : m^2 =	153 36	154 0	m^2—m^2 =	126 48	126 à 128°
M : P =	90 0	90 0	m^2⌣m^2 =	78 16	77 à 79
m⌣*m* =	104 10	104 20			

Préparation.

Ce sel a été indiqué pour la première fois par M. Kessler (1), mais sa forme n'avait pas été décrite. On l'obtient facilement par le procédé suivant : on fait dissoudre de l'émétique pulvérisé dans une dissolution

(1) *Poggendorffs Annalen*, t. LXXV, p. 410.

froide d'azotate de strontiane, puis on élève peu à peu la température de cette dissolution sur un poêle. Le sel double, moins soluble à chaud qu'à froid, se dépose abondamment en cristaux. Il ne se forme qu'en présence d'un excès d'azotate de strontiane. Il ne retient pourtant pas d'acide azotique, car il se décompose par la chaleur sans déflagration.

Analyse. 2 grammes précipités par l'acide sulfhydrique, puis par le carbonate d'ammoniaque, ont donné :

				p. 100.
Sulfure d'antimoine. . .	1,067	= Oxyde.. . .	0,9155	= 45,77
Carbonate de strontiane.	0,444	= Strontiane.	0,3115	= 15,57

Résultats parfaitement conformes à l'analyse antérieure de M. Kessler.

		Calculé.	Trouvé.
SrO.	51,75	15,74	15,57
Sb^2O^3. . . .	145	44,11	45,77
$C^8H^4O^{10}$. . .	132	40,15	
	328,75	100,00	

TARTRATE D'ANTIMOINE ET DE CHAUX ET AZOTATE DE CHAUX :

$4(CaO, Sb^2O^3, C^8H^4O^{10} + 6Aq) + CaO, AzO^5$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal droit.

Ces cristaux, ordinairement aplatis suivant la base, se composent du prisme rhomboïdal M, avec la base P, les faces latérales E, les biseaux *e* et $e^{1/n}$ (ce dernier rare) sur les angles latéraux, et *a* sur les angles antérieurs et postérieurs. On y rencontre quelquefois, mais rarement, quatre faces d'un octaèdre hémièdre *m* (*fig.* 31).

Propriétés optiques. Quelquefois les cristaux, prenant plus d'épaisseur, ont l'apparence de prismes quarrés PE, terminés par un octaèdre quarré M*a*, les faces *e* correspondant à celles du second prisme quarré. A la rigueur, les mesures des angles, qui n'offrent pas une grande constance, pourraient permettre cette supposition. Mais l'examen op-

tique s'y oppose. En effet, au lieu d'un seul axe parallèle à P et à E, on reconnaît facilement, en regardant au travers des faces P, deux axes optiques situés dans un plan parallèle à E, et symétriquement placés de part et d'autre de l'axe vertical.

Clivage.

Il y a un clivage assez net parallèle à E.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	124° 6'	* 124° 6'	a : M =	141° 29'	141° 30'
E : M =	117 57	117 57	a : e =	70 57	71 3
a ∧ a =	55 20	* 55 20	M : e =	109 28	109 34
P : a =	117 40	117 45	E : m =	115 10	115 10
P : $e^{1/2}$ =	153 9	152 39	E : a =	90 0	89 50
P : e =	134 59	134 39	P : m =	114 51	114 36
P : E =	90 0	89 à 90°			

Préparation.

Ce sel a été préparé en mêlant une dissolution d'émétique et une dissolution d'azotate de chaux, ce dernier sel étant en excès. La présence de l'acide azotique dans ce sel se manifeste par la déflagration qu'il présente lorsqu'on le calcine.

Chauffé à 100 degrés, il perd 10,3 p. 100 d'eau, soit les 3/4 de celle qu'il contient.

Analyse.

2 grammes précipités par l'acide sulfhydrique, puis par l'oxalate d'ammoniaque, ont donné :

Sulfure d'antimoine. 0,881 = Oxyde. 0,7559 = 37,79 p. 100
Chaux. . . . . 0,183 = 9,15

		Calculé.	Trouvé.
5CaO.	140	9,22	9,15
$4Sb^2O^3$.	580	38,21	37,79
$4C^8H^4O^{10}$.	528	34,78	
AzO^5.	54	3,56	
24Aq.	216	14,23	
	1,518	100,00	

Il se dissout bien dans l'eau chaude, mais laisse déposer par le refroidissement un précipité pulvérulent formé de tartrate double d'antimoine et de strontiane

sans azotate. Lorsque la liqueur est ensuite concentrée par l'évaporation, elle reproduit les cristaux primitifs.

Ce sel est très-probablement le même que celui qui a été décrit par M. Rammelsberg comme cristallisant en prisme quarré, et désigné sous le nom de tartrate double d'antimoine et de chaux, d'après une analyse de M. Kessler.

TARTRATE D'ARSENIC ET DE STRONTIANE ET AZOTATE D'AMMONIAQUE : $4(SrO, As^2O^3, C^8H^4O^{10} + 6Aq.) + AzH^4O, AzO^5$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal droit.

Cristaux prismatiques très-éclatants, assez volumineux, formés essentiellement des prismes M et N $(a : 2b : \infty c)$, avec une troncature latérale E très-développée, et terminés par la série des faces $e^{1/2}$, e, $e^{3/2}$, la dernière très-rare. On y rencontre aussi quelquefois la face antérieure A, et les faces de deux octaèdres m et n $(a : 2b : c)$, qui se présentent hémiédriquement à la partie antérieure seulement (*fig.* 32).

Les faces prismatiques sont striées verticalement, on y distingue quelques faces peu sûres entre A et M, probablement $a : 5b$ (R) et $a : 15b$ (S).

Clivage. Il y a un clivage facile suivant le plan diagonal E.

Les inclinaisons des faces du prisme et celles des faces terminales sur le plan diagonal E sont sensiblement égales, les différences étant de l'ordre des variations de chacun de ces angles. On pourrait donc rapporter ces cristaux à un octaèdre quarré dont E serait la base. L'examen optique s'y oppose ; on ne voit pas d'anneaux colorés au travers de lames de clivage parallèles à cette face. D'après M. Descloizeaux (1), il y a

Axes optiques.

(1) C'est sur la demande de ce savant que j'ai essayé la préparation de ce sel et du précédent, ce qui m'a conduit à examiner un certain nombre de tartrates. Il avait pensé qu'il y

deux axes optiques très-écartés dans un plan parallèle à A, dont la bissectrice est l'axe vertical.

Malgré l'éclat de ces cristaux et la netteté des faces, les angles offrent d'assez fortes variations ; les nombres suivants sont les moyennes d'observations assez peu concordantes.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
E : M =	123° 1′	123° 0′	E : $e^{3/2}$ =	133° 42′	134°
E : N =	108 0	* 108 0	E : e =	122 30	* 122 30′
E : R =	97 24	97 10	E : $e^{1/2}$ =	107 40	107 50
E : S =	92 29	92 30	E : m =	114 28	114
E : A =	90 0	90 0	E : n =	102 49	102 44
M—M =	113 58	»	e : m =	140 25	140 30
N : e =	99 55	99 40	M : m =	139 27	139 20
A : e =	90 0	90 0			

Préparation

Ce sel se prépare aisément en mêlant des dissolutions d'azotate de strontiane et de tartrate d'arsenic et d'ammoniaque. On reconnaît facilement qu'il renferme de l'acide azotique et de l'ammoniaque ; il a donc une constitution tout à fait semblable à celle des sels analogues obtenus par M. Kessler au moyen des tartrates doubles d'arsenic et de potasse ou d'arsenic et de soude.

M. Rammelsberg a décrit, comme cristallisant en octaèdre quarré, le sel double renfermant de la potasse.

D'après la description qu'il en donne, il paraît évidemment isomorphe avec le sel ammoniacal. Ce savant, ne l'ayant pas soumis à un examen optique, n'a pu constater que sa forme quarrée n'est qu'apparente.

Analyse

2,224 ont perdu à 100 degrés 0,330 d'eau = 14,84

---

aurait quelque intérêt à étudier les propriétés optiques de cristaux à un axe appartenant à une substance qui agit sur la lumière polarisée comme l'acide tartrique. Malheureusement il s'est trouvé que ces cristaux n'appartenaient réellement pas, comme on l'avait cru, au système prismatique quarré.

p. 100. Traités ensuite par l'acide sulfhydrique, puis par le carbonate d'ammoniaque, ils ont produit :

			p. 100.
Sulfure d'arsenic.	0,766 = Acide arsén.	0,6165 =	27,72
Carbonate de strontiane.	0,490 = Strontiane. .	0,3458 =	15,46

		Calculé.	Trouvé.
$4SrO$.	207	14,51	15,46
$4As^2O^3$.	396	27,75	27,72
AzH^4O.	26	1,82	
$4C^8H^4O^{10}$.	528	37,00	
AzO^5.	54	3,78	
$24Aq$..	216	15,14	
	1,427	100,00	

TARTRATE D'ARSENIC ET D'AMMONIAQUE : AzH^4O, As^2O^3, $C^8H^4O^{10} + Aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal droit.

Cristaux prismatiques allongés, assez gros, qui s'effleurissent peu à peu à l'air. Ils sont formés du prisme M tronqué latéralement par les faces E, et terminés par l'octaèdre *m*; on y rencontre encore la face e^2 (*fig.* 33).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	97°34′	* 97°34′	*m*⌣*m* =	113°52′	113°45′
E : M =	131 13	131 10	E : e^2 =	144 14	144 20
M : *m* =	136 30	* 136 30	E : P =	90 0	90 5
M : P =	90 0	90 2	e^2 : *m* =	142 12	142 7
m—*m* =	122 54	122 54	e^2 : M =	57 40	57 36
E : *m* =	118 33	118 32			

Ce sel a été analysé par Werther, qui a confirmé la formule qu'en avait donnée Mitscherlich.

Analyse. En ayant décomposé 1,358 par l'acide sulfhydrique, j'ai obtenu 0,655 de sulfure d'arsenic, correspondant à 0,5272 d'acide arsénieux, soit 38,82 p. 100. La formule admise par Mitscherlich en demanderait 37,22. La différence n'est pas grande et peut être attribuée à l'imperfection de cette méthode d'analyse.

J'ai essayé de préparer le tartrate d'arsenic et de po-

tasse ; je n'ai obtenu qu'une si petite quantité de produit cristallisé que je n'ai pu en faire l'analyse. Ces cristaux étaient formés d'un prisme rhomboïdal droit de 92°50′, terminé par un biseau de 85°10′ sur les angles latéraux aigus de la base.

Table des sels décrits dans ce mémoire.

NOTES DIVERSES

CONCERNANT L'ACIER PUDDLÉ ET L'ACIER DE FORGE.

Par M. GRUNER, ingénieur en chef, professeur de métallurgie à l'École des mines.

Considérations générales sur l'importance du puddlage pour acier.

Le puddlage pour acier est, sans contredit, comme le remarque M. Janoyer (1), l'une des conquêtes récentes les plus importantes de l'industrie des fers. L'art des constructions, en particulier, lui devra des progrès pareils à ceux que l'on doit à l'invention successive du four à réverbère, du laminoir et du marteau-pilon. Sans ces appareils si puissants, nous ne posséderions encore ni navires, ni ponts, ni charpentes, ni chemins en fer. À côté de cette application si générale du fer laminé, l'ancien acier de forge a dû rester, comme le fer battu des foyers Comtois, à cause de son prix élevé, presque entièrement étranger au développement de l'industrie moderne.

Aucune des méthodes d'affinage au bas foyer ne produit l'acier naturel, à moins d'une consommation, en charbon végétal, de 300 p. 100 de son poids (2),

(1) Ces notes ont été rédigées en vue de compléter le mémoire de M. Janoyer (*). Après la lecture de celui de M. Lan sur l'acier puddlé (**), j'ai cru devoir néanmoins ne rien changer à l'ensemble de mon travail, sauf quelques additions faciles à reconnaître. On pourra ainsi mieux saisir les points sur lesquels nos vues s'accordent et ceux par lesquels nous différons.

(2) On consommait cette proportion de 300 p. 100 de charbon de bois même dans l'ancienne méthode non modifiée de Rives.

(*) Voir page 149 de ce volume.
(**) Voir page 85 de ce volume.

tandis que le prix de revient de l'acier puddlé surpasse à peine, comme nous le verrons, de 20 à 25 fr. par tonne, celui du fer puddlé, de première qualité, provenant des mêmes fontes; et pourtant ce produit nouveau n'est en rien inférieur à l'ancien acier de forge, sous le rapport de la qualité. Ainsi, à Thiers, on préfère déjà, pour la coutellerie, à cause de sa plus grande homogénéité, l'acier puddlé, fabriqué par M. Holtzer à Firminy, près de Saint-Étienne, avec les fontes de Savoie et du Dauphiné, à l'acier de Rives provenant des mêmes fontes.

Dans le pays de Siegen et la Westphalie, les aciers puddlés obtiennent, depuis deux ans, sur tous les marchés, les mêmes prix que l'acier de forge si renommé de ces contrées.

Enfin en Styrie, où la fabrication de l'acier puddlé date de trois à quatre ans à peine, son prix s'élève rapidement et atteindra certainement aussi, avant peu, celui de l'acier naturel ordinaire de la même contrée.

Transformation de anciennes aciéries de forge.

La conséquence immédiate de cet état de choses est la transformation graduelle des anciennes aciéries. En Westphalie surtout, où la houille abonde, les affineries au charbon de bois disparaissent rapidement. Avant dix ans, on n'en trouvera plus trace. Les mêmes effets se font également sentir en Styrie et en Carinthie, où cependant le puddlage ne peut se faire qu'au lignite ou au bois torréfié. Dans le Dauphiné aussi des fours de puddlage pour acier s'élèvent à côté des anciens bas foyers, quoique le procédé Rivois y ait été simplifié en opérant le réchauffage des massiaux à la houille.

Cette transformation des aciéries ordinaires paraît même devoir s'opérer bien plus promptement que celui des forges allemandes. Par la méthode anglaise, on

sait aujourd'hui produire des fers à peine inférieurs, sous le rapport de la ténacité, aux meilleurs fers des forges comtoises, pourvu que le puddlage se fasse lentement, en petites charges, sur de bonnes fontes brutes au bois, et que l'étirage se fasse, comme le cinglage, à l'aide du marteau et sous l'influence de deux ou de plusieurs réchauffages répétés (1); mais il a fallu un long temps et de nombreux essais pour en arriver là. Par contre, avec l'expérience ainsi acquise dans les forges à fer, on est parvenu très-promptement à obtenir de l'acier puddlé capable de rivaliser avec le meilleur acier de forge.

Supériorité du puddlage sur l'affinage au bas foyer.

Bien plus, on sait produire, sinon de l'acier proprement dit, au moins un bon fer aciéreux, en puddlant des fontes ordinaires au charbon de bois et même certaines fontes au coke, dont on n'avait jamais pu faire de l'acier dans un bas foyer. Et au fond cela se conçoit aisément : dans le four de puddlage, on voit à chaque instant ce qui se passe; on peut à volonté accroître ou affaiblir l'action oxydante de l'air et des scories; on est, en un mot, maître de l'opération; tandis que dans le bas foyer, non-seulement le charbon vient sans cesse contre-balancer l'action oxydante des scories et du vent, empêcher la combustion du soufre et du phosphore, mais encore cacher à l'ouvrier la masse ferreuse qu'il affine, en sorte que ce dernier est presque réduit, pour conduire l'opération, à s'en

---

(1) En général, les fers comtois, surtout ceux obtenus par *attachement*, sont plus *propres* (moins mêlés de scories) que les fers puddlés. Les loupes des fours de puddlage sont beaucoup plus spongieuses et plus imprégnées de scories que les loupes des bas foyers. De là leur infériorité. Il faudrait pouvoir les comprimer mécaniquement dans le four de puddlage même, lorsque leur température est encore fort élevée.

rapporter à la résistance plus ou moins grande que la fonte et les scories opposent au mouvement du ringard. Il y a plus encore : au réverbère, la température et les réactions chimiques sont partout sensiblement les mêmes ; en brassant la matière convenablement, on obtiendra toujours un produit relativement homogène, et l'on peut, à volonté, produire facilement un fer plus ou moins carburé, en faisant intervenir, en proportions variables, des scories plus ou moins basiques. Au bas foyer, tout est différent. En face de la tuyère, une température excessive et une région fortement oxydante ; puis, à quelques centimètres de là, une chaleur modérée et une atmosphère réductive ou même carburante ; enfin, ces deux zones, déjà si diverses, varient encore de position et de grandeur avec la force et la direction du vent, la dureté et porosité du combustible. Aussi faut-il vraiment s'étonner que, malgré tous ces désavantages, les anciennes affineries pour fer aient pu lutter aussi longtemps avec le four de puddlage, et que les affineurs puissent obtenir, par la méthode allemande, un produit déterminé quelque peu homogène (2). Toutefois, cette lutte ne saurait désormais durer bien longtemps, car n'oublions pas que les diverses circonstances que je viens de signaler, déjà défavorables en elles-mêmes, rendent nécessairement le travail beaucoup plus délicat au foyer allemand, exigent des ouvriers plus habiles, d'une pratique plus consommée, et mettent ainsi le maître de forges presque entièrement à la discrétion des affi-

---

(1) Il faut, au reste, bien avouer qu'au bas foyer on ne produit réellement un fer tout à fait supérieur que lorsqu'on opère sur de faibles quantités, comme dans la méthode wallone, suivie à Danemora en Suède, ou en se servant de la méthode par *attachement* usitée en Silésie et en Bohême.

neurs; tandis que, dans une forge anglaise, un bon chef de fabrication peut aisément, à chaque instant, contrôler et modifier les opérations des ouvriers puddleurs. La méthode allemande n'a réellement, je le répète, que l'avantage de produire un fer mieux soudé, à cause de la plus grande rareté des scories interposées; mais cette expulsion plus complète des scories ne me paraît pas impossible à atteindre également un four de puddlage.

D'après cela, il faut s'attendre à voir disparaître bientôt les derniers bas foyers d'affinage pour fer ou acier, sauf peut-être ceux qui fournissent en Suède les premières marques, destinées aux usines d'acier fondu; et, même pour ces qualités supérieures, un puddlage soigné au gaz, fait sur de très-petites charges, me paraît devoir rivaliser avec la méthode wallonne.

Il convient de réserver le charbon végétal pour la fusion des minerais.

La transformation des forges comtoises et allemandes en forges anglaises, avec conservation, au moins partielle, de l'étirage au marteau, pour les qualités supérieures, me paraît d'ailleurs à désirer à un autre point de vue. Pour avoir de bons fers et de bons aciers, il faut avant tout de bonnes fontes, produites au charbon de bois. En un mot, il faut réserver le charbon végétal pour la fabrication de la fonte, tandis que l'affinage se fera au réverbère, alimenté, selon les circonstances, par de la houille, de la tourbe, du bois, ou des combustibles gazeux.

Historique de l'acier puddlé (1).

D'après M. Tunner, les premiers essais pour acier puddlé ont eu lieu, vers 1835, dans l'usine de Frant-

(1) Outre les mémoires de MM. Janoyer et Lan, nous devons mentionner ici, comme ayant rapport au même sujet : 1° plusieurs articles de M. Tunner dans les *Annales de Leoben*; 2° la description de la méthode suivie à l'usine de Lohe par M. Düber (*Journal de Carnall*, tome II, page 161); 3° une tra-

schach, en Carinthie. Un brevet fut même pris, l'année suivante, en Autriche pour cet objet. Mais ces premières tentatives n'eurent pas de suite, soit que les produits obtenus ne pussent alors soutenir la concurrence de l'acier de forge, soit que la méthode adoptée fût réellement impropre à l'obtention d'un bon acier naturel. Plus tard des expériences analogues paraissent avoir été entreprises, mais sans plus de succès, par M. Mushet en Angleterre et par divers maîtres de forges en Allemagne. On obtenait bien de l'acier dans certaines opérations, mais non d'une façon régulière, ni surtout un produit homogène. Cependant, vers la même époque (1845), M. Morel fils cadet, de Saint-Chamond, était parvenu à fabriquer couramment, pour les ateliers de MM. Petin et Gaudet, en puddlant des fontes brutes de Comté, un fer dur, légèrement aciéreux, presque aussi recherché que les fers au bois provenant de ces mêmes fontes.

Quant à l'acier proprement dit, le problème ne fut réellement résolu, au point de vue industriel, que par les efforts combinés de plusieurs directeurs de forges de la Westphalie (comté de la Mark et pays de Siegen). Les premiers brevets remontent à l'année 1849, et dès l'année suivante on fabriqua régulièrement de l'acier puddlé dans ces contrées. D'autre part, dans l'usine royale de Lohe, on parvint à obtenir couramment le même produit en 1851. Dès lors, le puddlage pour acier, ou fer aciéreux, s'est propagé rapidement dans

---

duction de ce travail dans la *Revue de Liége*, tome I, page 59, par M. Delvaux de Fenfe; 4° un mémoire sur le puddlage pour acier en Angleterre, par W. Clay, dans la *Revue de Liege*, tome II, page 301; 5° les brevets pris en France pour la fabrication de l'acier puddlé depuis 1849, etc.

tous les pays de forges : en Belgique, en Angleterre, en France, en Autriche, etc.

But spécial du présent travail.

La méthode de fabrication n'est pas d'ailleurs identiquement la même dans toutes les forges. Soit dans les brevets, soit dans le mode réellement suivi, on peut constater quelques différences qui tiennent, soit à la nature des matières employées, soit au produit spécial que l'on cherche à obtenir, soit enfin à certains tours de main, adoptés, dès l'origine, ou graduellement, par les ouvriers spéciaux des diverses forges. Cette circonstance, et le désir de compléter, autant que possible, les faits cités par MM. Janoyer et Lan, m'engagent à publier, à la suite de leurs intéressants mémoires, quelques observations sur le même sujet.

Principe de l'affinage pour acier.

Les principes, ou les réactions, sur lesquels repose l'affinage pour acier, sont en réalité les mêmes au réverbère comme au bas foyer. Dans les deux cas, on cherche, par des moyens analogues, à enlever à la fonte la totalité de ses matières étrangères, tout en lui conservant une fraction notable de son carbone.

Rappelons d'abord ce qui se passe spécialement dans nos bas foyers ; mais, au préalable, observons encore que l'acier est loin d'être un produit nettement défini. Le fer peut retenir, ou absorber, sans devenir de la fonte, depuis 0,005 jusqu'à 0,025 de carbone ; de là les divers produits connus sous les noms de *fer aciéreux*, *acier doux*, *acier dur*. Il suit de là que, dans l'affinage pour acier, la fin de l'opération n'est pas annoncée par des signes aussi tranchés, aussi caractéristiques que dans l'affinage pour fer ; et que, dans une même opération et avec les mêmes fontes, on peut, selon l'adresse et l'attention de l'ouvrier, obtenir des aciers plus ou moins durs et plus ou moins carburés.

Dans tout affinage, le métal dominant est oxydé d'abord.

Lorsqu'on expose de la fonte, en voie de fusion, ou déjà fondue, à un courant d'air oxydant, c'est d'abord l'élément dominant presque seul, le *fer*, qui absorbe *directement* l'oxygène libre. Lui seul n'est lié par aucune affinité, tandis que les autres éléments, le silicium, le carbone, le phosphore, le soufre, etc., sont précisément retenus par le fer en excès, et même, en général, d'autant plus fortement, que la température est plus élevée. Ainsi on sait que, dans la cémentation, la proportion de carbone absorbé croît avec la température; que le graphite se sépare du fer dans les creusets des hauts fourneaux par refroidissement; que dans le procédé Bessemer, où la chaleur est rendue si vive par la combustion même du fer, le carbone est néanmoins retenu longtemps, malgré cette forte oxydation du fer; que, dans les hauts fourneaux enfin, la fonte est rendue d'autant plus siliceuse que son allure est plus chaude, etc., etc.

Il ne faudrait donc pas croire, comme on l'a généralement pensé autrefois, que parce que le carbone a plus d'affinité pour l'oxygène que le fer, il doit nécessairement s'oxyder le premier. La proportion relative des masses a, dans toutes les réactions chimiques, une influence très-grande que l'on néglige trop souvent. Ce fait de l'influence des masses apparaît très-nettement dans l'affinage du cuivre noir. Dans ce composé, le cuivre proprement dit est, des divers éléments combinés avec lui, le moins oxydable de tous; et, cependant, c'est lui qui absorbe surtout l'oxygène de l'air, pour le céder ensuite aux autres substances; tandis que, d'autre part, il ressort des recherches de M. Lan que la minime dose de cuivre des fontes d'Allevard, loin de s'oxyder dans l'affinage Rivois, se concentre presque en entier dans le fer, et cela malgré sa faible affinité

pour ce métal. Les anciennes théories des procédés d'affinage qui reposent, en grande partie, sur l'action directe de l'oxygène de l'air, me paraissent donc pécher par la base. Ainsi, lorsque, dans un bas foyer, les gouttelettes de fonte traversent, au devant de la tuyère, la zone de combustion, elles s'affinent, non parce que le carbone et les autres éléments accessoires de la fonte sont oxydés par l'air, mais parce que le fer en excès absorbe l'oxygène libre, ou décompose l'acide carbonique.

Le silicium et le phosphore s'oxydent avant le carbone

Mais dès qu'il produit une proportion d'oxyde de fer, ou bien si, dès l'origine, on en ajoute une certaine dose (sous forme de battitures ou de scories basiques), alors une autre affinité vient se joindre à l'affinité simple du corps comburant pour les gazolithes, c'est celle des acides silicique et phosphorique pour l'oxyde de fer, ou en général pour les bases; et cette deuxième affinité est elle-même aussi d'autant plus exaltée que la masse des bases s'accroît relativement à celle des éléments qui engendrent les acides.

Ainsi, non-seulement une fonte sera en général dépouillée de la majeure partie de son silicium et de son phosphore, avant le départ des autres éléments, mais encore cette épuration sera d'autant plus complète que l'on aura ajouté, dès l'origine, plus de battitures ou de scories riches. On sait, en effet, depuis longtemps, principalement par les analyses de M. Berthier, que pendant l'acte même de la fusion de la fonte, la majeure partie du silicium et une forte proportion de phosphore passent dans les scories, tandis que le soufre et surtout le carbone sont à peine attaqués, aussi longtemps que l'oxyde de fer est en proportion faible et que la fonte retient encore du silicium. Tel est en particulier l'effet du mazéage et de la première phase d'un

affinage ordinaire, au réverbère comme au bas foyer. On peut prévoir aussi (et on l'a constaté également) que le phosphore, à cause de la facile réductibilité du phosphate de fer, résistera plus que le silicium à l'action oxydante de l'oxyde de fer (1). Ces réactions, en ce qui concerne le silicium et le carbone, viennent récemment encore d'être vérifiées par les analyses de MM. Johnston et Calvert (2) et confirmées par le travail de M. Lan.

Si le procédé Rivois semble faire exception, en ce qui concerne la période de fusion, il faut sans doute l'attribuer à la rapidité avec laquelle on fond une très-forte charge de fonte et spécialement à la brasque du foyer qui réduit sans cesse l'oxyde de fer en excès.

Le bouillonnement caractérise le départ du carbone et n'a lieu qu'après l'oxydation du silicium.

Lorsque le départ du silicium et du phosphore est presque complet, alors l'oxyde de fer commence à réagir sur les autres éléments, et, toutes choses égales d'ailleurs, cette réaction sera proportionnelle à la masse de l'élément oxydant. Elle est caractérisée par le bouillonnement si prononcé qui se manifeste, spécialement au réverbère, pendant la période du brassage, ou affinage proprement dit, par le fait du dégagement de l'oxyde de carbone (3). Or, si cette réaction est trop

(1) On sait que le phosphate de fer, chauffé au contact du fer métallique en excès, se transforme de nouveau, au moins en partie, en phosphure et oxyde. Or, comme le phosphore rend l'acier, plus encore que le fer, cassant à froid, il faut repousser avec soin les fontes phosphoreuses de la fabrication de l'acier naturel.

(2) Voir les *Annales de physique et de chimie*, avril 1858; et mes observations sur ces analyses, tome III, page 467 du *Bulletin de la société minérale*.

(3) On peut constater, sous ce rapport, une nouvelle analogie bien frappante entre l'affinage de la fonte et l'affinage du cuivre noir. Lorsqu'on affine ce dernier produit, l'oxygène, absorbé par le métal dominant, se porte d'abord sur le fer, qui

énergique ou se prolonge trop, tout le carbone sera forcément oxydé : on aura du *fer*. Si, au contraire, on la modère, ou si on l'arrête au moment voulu, on aura de l'*acier*, ou encore, dans un grand nombre de cas, comme nous le verrons bientôt, un *fer cru* incomplétement épuré. Si l'on compare, en effet, les procédés d'affinage pour acier aux procédés d'affinage pour fer, on verra qu'ils se distinguent les uns des autres essentiellement par ce caractère.

Affinage pour acier au bas foyer.

Ainsi, dans le bas foyer, lorsqu'on veut produire de l'acier, on combat la formation trop abondante et la réaction trop énergique de l'oxyde de fer par la fusion de la fonte vers la région du contre-vent, par la suppression de tout soulèvement, par des foyers profonds à parois brasquées, par l'addition de quartz ou de scories plutôt neutres que basiques. Remarquons aussi que l'affinage pour fer ne diffère pas de l'affinage pour acier (comme on le pensait généralement autrefois), en ce que le carbone se trouve surtout oxydé *directe-*

---

n'est retenu par aucune affinité spéciale, tandis que la silice des parois du four, par son affinité pour l'oxyde de fer, favorisera précisément sa formation. Pendant cette première période aucun gaz ne se dégage de la masse. Mais dès que le fer est éliminé, l'oxyde de cuivre réagit sur le soufre et engendre, par le dégagement de l'acide sulfureux, le phénomène si connu du bouillonnement ou *travaillement*. Remarquons aussi que, dans l'affinage de la fonte, même lorsque celle-ci est sulfureuse, il se produit très-peu d'acide sulfureux. M. Berthier a constaté qu'il ne se produit réellement de l'acide sulfureux, par la réaction de l'oxyde sur le sulfure de fer, que lorsque cet oxyde est supérieur au protoxyde. La majeure partie du soufre de la fonte passe dans les scories de forge, sous forme d'oxysulfures, ou plutôt, de sulfosilicates de fer. On trouve, en effet, presque toujours du soufre dans ces scories. D'après cela, ce corp n'est séparé du fer que sous l'influence d'affinités assez faibles et l'on conçoit ainsi pourquoi il est si difficile de produire de bons fers avec des fontes sulfureuses.

ment dans le premier cas, et plutôt *indirectement*, par l'oxyde de fer des scories, dans le second. L'air agit évidemment toujours de la même façon, c'est-à-dire, essentiellement sur l'élément dominant. Or, après le soulèvement ou pendant l'avalement, le métal est dans le fer cru bien plus en excès, relativement au combustible et aux substances étrangères, que pendant la période de fusion de la fonte. Aussi, en effet, est-ce à ce moment surtout que le fer brûle et développe dans le foyer une très-haute température; par cela même, les scories très-riches en fer qui se produisent alors achèvent très-promptement la décarburation. De là vient que tout soulèvement, en exposant le fer à l'action directe de l'air, empêche forcément la production de l'acier, à moins d'ajouter beaucoup de quartz, ce qui accroîtrait le déchet. Toute la différence entre les deux affinages réside, je le répète, dans la nature des scories qui réagissent sur le carbone après le départ du silicium.

Influence des scories sur la marche de l'affinage.

Veut-on du fer? ayez des scories à grand excès d'oxyde de fer. Veut-on de l'acier? neutralisez partiellement l'influence de sa base oxydante, en faisant intervenir la brasque, qui détruit l'oxyde de fer, ou la silice qui le neutralise. Généralement, dans la deuxième période de l'affinage pour fer, les scories sont plus que bibasiques, tandis qu'on dépasse rarement cette limite lorsqu'on veut produire de l'acier.

Pour l'acier naturel, il faut: 1° des fontes pures.

Cependant ces conditions ne suffisent pas pour obtenir un bon acier. Dans la plupart des cas, on aura simplement un fer cru incomplétement décarburé. Par l'action de scories peu oxydantes, on ne peut complétement enlever les matières étrangères lorsque celles-ci sont abondantes; ou bien, si on rend les scories plus énergiques, on brûlera également tout le carbone. Il faut donc des fontes naturellement pures, et d'autant

plus pures et plus carburées que l'acier lui-même doit être plus carburé.

2° des fontes manganésifères.

Mais il faut plus encore pour enlever entièrement les matières étrangères ; il faut un agent plus puissant que l'oxyde de fer et qui cependant réagisse moins fortement sur le carbone de la fonte. Cet agent, c'est le *manganèse* métallique. Ayant plus d'affinité pour l'oxygène que le fer, il s'oxyde lorsqu'il est abondant, en partie directement, au moment de la fusion, mais surtout en enlevant sans cesse, au fer des scories, l'oxygène que ce dernier vient de prendre au vent. L'oxyde de manganèse, une fois formé, provoque à son tour, d'une façon plus intense, comme base forte, l'oxydation du silicium et du phosphore aux dépens de l'oxyde de fer ; puis, ce silicate de manganèse ainsi produit étant, à saturation égale, plus stable ou moins réductible que le silicate de fer, agira par cela même moins énergiquement sur le carbone de la fonte.

D'autre part, le manganèse ayant pour le soufre plus d'affinité que le fer devra également, sous ce rapport, hâter l'épuration des fontes ; c'est sous forme d'oxysulfure et probablement aussi de sulfosilicate de manganèse que le soufre passe alors dans les scories.

Enfin, comme tous les silicates multiples, le silicate *double de fer et de manganèse* est de même plus fluide que le silicate simple de fer et paraît, en outre, conserver plus longtemps sa fluidité, en sorte qu'au moment du cinglage les scories manganésées sont plus faciles à expulser que les scories ferrugineuses ordinaires. Or, pour l'acier, c'est un point fort important, puisque, plus il est carburé et plus il faut ménager la température de la loupe et du massiau, lors du cinglage et de l'étirage.

Il suit de là que les fontes *manganésées* sont seules

propres à donner un bon acier de forge, surtout lorsque cet acier doit être dur. On sait enfin que l'oxyde de manganèse, en rendant les minerais plus fusibles, favorise la production de fontes *pures*, et les rend par cela même plus propres à la fabrication de l'acier.

A mesure que les fontes seront moins pures et moins manganésées, l'acier lui-même sera non-seulement moins tenace et moins pur, mais encore moins carburé. Au lieu d'acier, on aura ou un *fer cru imparfaitement affiné*, ou, si l'opération est menée à bonne fin, un fer plus ou moins *aciéreux*, généralement connu sous le nom impropre de *fer à grains;* tels sont en particulier les produits qué l'on obtient avec les fontes grises ordinaires du Berry et de Comté.

Influence du peroxyde de manganèse comme agent oxydant.

Remarquons, en dernier lieu, que l'*oxyde* de manganèse, ajouté pendant l'affinage même, ne saurait avoir à tous égards la même influence que le manganèse *métallique* de la fonte.

D'abord il agit, comme agent oxydant, par son oxygène en excès; toutefois, comme cet élément se dégage à la première impression de la chaleur, son influence *directe* n'est pas aussi forte qu'on serait tenté de le croire, à moins que le peroxyde ajouté ne soit rapidement incorporé à la fonte en fusion. Mais évidemment, dans tous les cas, il ne *réduit* pas l'oxyde de fer comme le manganèse métallique; bien plus, en se substituant à ce dernier dans la scorie, il le rend libre et favorise ainsi plutôt qu'il n'affaiblit son action oxydante sur le carbone de la fonte.

Par contre, une fois transformé en protoxyde, son action ne diffère plus de celle du manganèse de la fonte. Dans les deux cas, l'oxyde de manganèse augmente la fluidité des scories et favorise le départ du silicium, du phosphore et du soufre. Il suit de là que son emploi peut

être utile si on l'ajoute à l'*origine* de l'opération, lorsqu'il s'agit surtout d'oxyder le silicium, tandis qu'il empêcherait plutôt la production d'un acier dur si on en faisait un usage tardif; son action, dans ce cas, serai directement opposée à celle du manganèse de la fonte.

Résumé des caractères spéciaux de l'affinage pour acier.

Ainsi, en résumé, l'affinage pour acier, au bas foyer spécialement, est caractérisé :

1° Par l'emploi de fontes pures, manganésifères, fortement carburées;

2° Par une allure faiblement oxydante, que l'on cherche à modérer par la réaction de scories peu basiques et manganésifères, dont la fusibilité et la grande fluidité sont d'ailleurs une condition essentielle de succès au moment du cinglage.

Conditions de l'affinage pour acier au four à reverbère.

Si maintenant du bas foyer nous passons plus spécialement au four à réverbère, nous trouverons des conditions à peu près identiques, et au fait il ne saurait en être autrement, puisque le but est le même et que les principaux moyens d'action, l'air et les scories, sont les mêmes aussi. Au reverbère seulement, comme je l'ai déjà dit, tout est plus simple, plus facile, parce qu'on voit à chaque instant ce que l'on fait, et que les réactions oxydantes que l'on met en jeu ne sont pas sans cesse contrariées par le charbon solide.

On peut spécialement signaler trois conditions essentielles :

Première condition : fontes pures, manganésées, fortement carburées, et non mazées.

Il faut avant tout des *fontes pures*, *manganésifères*, *fortement carburées*.

Inutile de reproduire les motifs de ce choix : ce sont les mêmes pour le puddlage que pour l'affinage allemand. On peut d'ailleurs traiter indifféremment des fontes blanches ou grises, pourvu que les premières soient au maximum de carburation (miroitantes ou lamelleuses et non fibreuses ou grenues). Cependant,

comme les fontes blanches se décarburent plus vite que les fontes grises de même origine, on préfère en général ces dernières, à moins que les minerais d'où elles proviennent ne soient très-manganésifères et très-fusibles, comme les fers spathiques de Styrie; car, alors, même les fontes blanches miroitantes sont riches en manganèse (1). Les fontes sulfureuses et siliceuses sont d'ailleurs d'autant moins à craindre que la proportion de manganèse y est plus forte.

Remarquons aussi, au sujet de la pureté des fontes, que cette condition semble moins absolue au reverbère qu'au bas foyer. Au four de puddlage, on est parvenu à fabriquer, sinon de l'acier proprement dit, au moins un fer fortement aciéreux avec des fontes au bois de qualité moyenne et même des fontes au coke, qui n'avaient jamais pu donner de l'acier de forge au bas foyer. Cette différence, en faveur du four de puddlage, vient sans doute de ce que précisément, comme je l'ai fait remarquer déjà, l'emploi du réverbère est bien plus rationnel pour une opération oxydante et rend l'ouvrier affineur mieux maître du travail. Il faut cependant, même dans ce cas, choisir de préférence les fontes provenant des minerais les plus fusibles et les plus réductibles. Ainsi, en Angleterre, on choisit surtout pour l'acier puddlé

(1) On admet généralement que les fontes blanches se décarburent plus facilement que les fontes grises, parce que, dans les premières seules, tout le carbone est chimiquement divisé. Cette explication me paraît insuffisante; elle suppose que la décarburation se fait presque entièrement *avant* la liquéfaction de la fonte, car une fois refondues les fontes blanches et grises renferment le carbone dans le même état de division chimique. A mon avis, les fontes grises se décarburent plus lentement, parce que, toutes choses égales d'ailleurs, elles renferment plus de silicium et de manganèse, et que l'oxyde de fer, comme on l'a vu, ne réagit sur le carbone qu'après le départ de ces deux substances.

les fontes au coke obtenues avec le *blackband* manganésifère de Glascow.

Pour obtenir un produit bien homogène, il y aurait avantage à ne traiter, dans chaque opération, qu'une qualité de fonte; cependant, dans beaucoup de forges et dans celles de la Loire en particulier, on affine presque toujours un mélange de deux ou trois provenances. Ce sont spécialement, pour les qualités supérieures, les fontes de Savoie, de l'Isère, des Pyrénées, de l'Alélick (Bône) et parfois de Suède; pour les qualités ordinaires, les fontes de Toga et Solenzara (Corse), de Toscane, Comté et le Berry.

On préfère les fontes brutes aux fontes mazées.

Les fontes destinées au puddlage pour acier ne sont jamais soumises au mazéage; on les emploie *brutes*. Or, comme ces fontes mazées sont pour le moins aussi fortement carburées que les fontes brutes d'où elles proviennent (1), on se demande pour quel motif on les préfère brutes? La réponse découle naturellement des remarques déjà faites sur les réactions chimiques de l'affinage en général.

Lorsqu'on refond une fonte brute sous l'influence d'un air oxydant, l'oxyde de fer formé réagit en premier lieu, comme on l'a vu, sur le manganèse et le silicium; le carbone est protégé, et c'est là précisément ce qui explique la formation d'une fonte mazée très-carburée. Si, au contraire, on refond cette fonte mazée elle-même ou une fonte blanche brute, naturellement peu chargée de manganèse et de silicium, alors l'oxyde de fer, formé pendant la fusion, réagira sur le carbone lui-même, et on aura immédiatement un produit dé-

---

(1) Voir les analyses de MM. Calvert et Johnston déjà cités (*Annales de physique et de chimie*, avril 1858), et celles de M. Lan dans le tome précédent des *Annales des mines*.

carburé sans qu'il soit possible de modérer à volonté la marche de l'opération. Les scories, simplement ferrugineuses (sans oxyde de manganèse) seront alors trop fortement décarburantes, à moins de les rendre plus siliceuses par des additions de quartz; de plus, elles ne seront pas assez fluides pour un cinglage efficace à température peu élevée. Ainsi donc, si l'on veut avoir de l'acier, nécessité presque absolue d'opérer sur des fontes brutes; et disons en passant que M. Lan a parfaitement raison lorsque, dans le mémoire déjà cité, il condamne le mazéage même au point de vue de l'affinage pour fer. Cet affinage préliminaire, sous forme d'opération distincte, ne devrait être conservé que dans le cas de fontes très-sulfureuses ou phosphoreuses, parce que, en présence de scories fortement chargées de soufre ou de phosphore, il serait évidemment impossible d'obtenir une loupe saine. Le fer réduirait de nouveau en partie le phosphate et réagirait sur les sulfures de la scorie. Seulement, dans ce cas, on devra préférer le mazéage (finage) au réverbère (comme à Königsbronn et en Silésie), et s'arranger de façon à transporter ou couler directement les fontes épurées en fusion du four de finage dans le four de puddlage.

Deuxième condition : action oxydante modérée.

Une deuxième condition pour la production de l'acier puddlé est, relativement à l'affinage pour fer, une *action oxydante lente et modérée;* de là quelques différences entre les fours de puddlage pour fer et les fours des usines d'acier.

Il faut des fours bouillants à sole mince.

Et, d'abord, les fontes devant être affinées *brutes*, il faut nécessairement se servir toujours de fours à parois de fonte (fours *bouillants*). Ils sont, comme on sait, de deux espèces, à courant d'*eau* ou à courant d'*air*. Les premiers sont plus dangereux et consomment plus de combustible, mais donnent un acier plus dur,

d'un grain plus serré. L'eau, en refroidissant mieux la garniture en riblons oxydés des parois de fonte (le *cordon*), affaiblit d'autant la réaction de l'oxyde de fer sur le carbone.

A Firminy (chez M. Holtzer), à l'usine royale de Lohe et à Seraing (1856) on emploie exclusivement des fours à eau. En Styrie, Saint-Chamond et Vierzon, où l'acier fabriqué est plutôt doux, des fours à air. En Westphalie, selon les usines, l'un ou l'autre système. Là, comme à Saint-Chamond, on rafraîchit quelquefois par un courant d'air forcé, ou bien par un mince filet d'eau qui s'évapore à mesure. Enfin, à Niederbronn, selon le produit à fabriquer, on a recours au four à eau ou à air.

Pour éviter le ramollissement, et par suite la réaction trop forte des matières oxydées sur le carbone du métal, on donne, en général, à la sole en fonte des fours à acier une épaisseur moindre qu'à celle des fours à fer. Cette dernière a habituellement 0,08 à 0^m,09, tandis que pour l'acier on descend souvent à 0^m,05 et même jusqu'à 0^m,04.

Fours de moindres dimensions que pour le fer.

Pour affaiblir l'action oxydante de l'air, il faut abréger, autant que possible, la période de fusion et en général celle des coups de feu pendant lesquels le four marche à plein tirage. Il faut donc que le four puisse atteindre en peu d'instants une température élevée; par ce motif on emploie généralement, à chauffe égale, des fours plus petits que pour le fer. Dans ces derniers, le rapport de la chauffe à la sole est ordinairement de 1 à 2,5; tandis que dans les fours à acier il dépasse rarement 1 à 2. La longueur de la sole des fours à fer est en général comprise entre 1^m,90 et 2 mètres pour une charge de 180 à 200 kil.; tandis que celle des fours à acier est de 1^m,55 à 1^m,60 pour des charges de 170 à 180 kil.

Afin de favoriser les rapides coups de feu, dont je viens de parler, il convient aussi de donner au rampant jusqu'à 0,10 de la section de la chauffe, au lieu de 0,06 à 0,08 que l'on observe dans les fours de puddlage ordinaires. Les cheminées reçoivent, par le même motif, de 13 à 15 mètres de hauteur et transversalement jusqu'à un quart de la section de la chauffe.

On affaiblit encore l'action oxydante de l'air, en se servant de fours à sole plus profonde ou à pont et autel plus élevés. Cet excès de hauteur est d'ailleurs indispensable à cause du boursouflement très-intense qui accompagne toujours le puddlage des fontes brutes très-carburées. La hauteur du pont au-dessus de la sole en fonte est au minimum de 0^m,27 à 0^m,30, et parfois, comme à Seraing et Lohe, de 0^m,40 à 0^m,41, tandis que dans les fours à fer ordinaire on dépasse rarement 0^m,25 à 0^m,27.

Sur la plaque de fond on bat, comme pour le fer, une sole en riblons et battitures riches, ou riblons et minerai de fer pur (fer oligiste à Saint-Chamond). On lui donne ordinairement une épaisseur de 0^m,12 à 0^m,13. Il importe qu'elle soit aussi compacte et aussi dure que possible, pour qu'aucune parcelle ne puisse s'en détacher et enrichir les scories. La même remarque s'applique au *cordon* qui couvre les parois latérales. On atteint ce but, en ne donnant aux couvertes que l'épaisseur strictement nécessaire, et en refroidissant convenablement les parois par les moyens ci-dessus indiqués. Il faut réparer la sole et le cordon à la fin de chaque poste, et on les refait à peu près complétement tous les huit ou quinze jours. Leur entretien est plus coûteux que celui des fours à fer, parce que les scories plus siliceuses des fours à acier attaquent plus forte-

ment les riblons oxydés que les scories basiques des fours à fer.

Pour combattre enfin l'action oxydante de l'air extérieur, il faut des portes et des clapets fermant exactement. On s'oppose d'ailleurs utilement à l'entrée de l'air extérieur, en se servant d'air forcé pour l'alimentation des fours ; c'est ce qui se pratique au Creusot, dans une partie des fours de Saint-Chamond et depuis peu aussi à Vierzon. L'air forcé rend la conduite des fours plus aisée, et offre une certaine économie de combustible ; mais le travail est plus pénible, et exige de la part du chauffeur une attention plus grande.

Troisième condition : Puddlage sous une nappe de scories modérément basiques et très-fluides.

La troisième et plus importante condition de puddlage pour acier est d'opérer constamment sous une nappe de scories modérément oxydantes et conservant leur fluidité à une température relativement peu élevée.

Pour ce qui regarde la fluidité, nous avons déjà vu qu'elle est réalisée par la présence du manganèse. Quant à la nature plus ou moins oxydante des scories, observons que lorsqu'on affine des fontes brutes pour fer on fait, en général, d'abondantes additions de battitures et scories riches, en sorte que le puddlage pour fer a réellement aussi lieu sous une nappe de scories. C'est ainsi que depuis fort longtemps on affine dans les usines champenoises les fontes blanches au bois. Mais entre le puddlage de ces fontes brutes pour fer et le puddlage des fontes analogues pour acier, il y a la même différence qu'entre l'affinage bourguignon ordinaire au bas foyer, et l'affinage styrien, nivernais ou rivois pour acier. Dans le premier cas, en se servant d'un foyer peu profond, d'un vent abondant et de scories *riches*, on obtient du fer, et même, en général, du fer de qualité médiocre. Dans le second, en ralentissant l'affinage, à l'aide d'un foyer relativement profond,

plus ou moins brasqué, et de scories peu basiques, on obtient de l'acier.

En un mot, lorsqu'on puddle pour acier, il faut des scories *médiocrement basiques*, ne dépassant guère, comme nous le verrons, le silicate *bibasique;* tandis qu'en puddlant pour fer, on opère sous des scories d'autant plus *douces*, ou basiques, que l'on veut marcher plus vite. Cependant, à cet égard, il n'y a évidemment rien d'absolu. Ni dans le cas du fer, ni dans le cas de l'acier, on n'est lié à une scorie de teneur invariable. Dans les deux cas, l'opération est d'autant plus accélérée que les scories sont plus riches; mais aussi, entre certaines limites, le produit sera en général d'autant moins pur que l'opération aura été brusquée davantage par des scories trop riches.

Il faut neutraliser l'oxyde de fer par des agents siliceux.

L'oxyde de fer qui se produit au réverbère comme au bas-foyer, sous l'influence de l'air, ou que l'on ajoute de toutes pièces sous forme de battitures, est en partie neutralisé par la silice même que fournit la fonte; mais lorsqu'il s'agit de produire de l'acier, cette silice est le plus souvent en proportion insuffisante, surtout lorsqu'on traite des fontes blanches peu chargées en silicium. Il faut donc, en général, ajouter de la silice, sous forme de silicates neutres ou acides, ou même, à leur défaut, de la silice libre. C'est, en effet, ce qui se pratique dans la plupart des forges.

Ainsi à l'usine impériale de Neuberg, en Styrie (1), où l'on affine les fontes blanches miroitantes ou truitées d'Eisenerz, et à l'usine royale de Lohe (pays de Siegen) où l'on traite les fontes blanches lamelleuses de Müsen,

---

(1) La plupart des renseignements sur l'usine de Neuberg sont extraits d'un fort bon mémoire manuscrit de M. Piron, élève ingénieur des mines, qui a visité en détail cette usine en 1858.

on ajoute spécialement des scories de réchauffage qui sont toujours cristallines et siliceuses (*crues*) à cause du quartz de la sole du four. Elles donnent de bien meilleurs résultats que les battitures et scories de puddlage que l'on avait essayées d'abord à la forge de Lohe. On s'est même servi de laitiers de hauts fourneaux riches en manganèse, mais on tombait alors dans l'excès opposé : les scories de puddlage n'étaient plus assez fluides.

A Niederbronn (Bas-Rhin) et dans quelques usines du pays de Siegen, on emploie surtout, outre les scories bien fondues de l'opération antérieure et une faible dose de battitures proprement dites, des scories *crues* provenant de la période de fusion des feux comtois ou des anciennes affineries pour acier de forge.

A Firminy (Loire), où l'on traite surtout des fontes grises, manganésifères et siliceuses, on recharge sans cesse les scories bien fondues de l'opération même. Elles sont riches en manganèse, comme on le verra ci-dessous, et par suite moyennement oxydantes. On ajoute une minime proportion de battitures proprement dites, mais parfois aussi, pour saturer l'excès de base, on jette dans le four du quartz en poudre.

D'après M. Tunner, les additions de quartz se font également en Autriche, lorsque les scories ne sont pas suffisamment crues.

Ailleurs, on ajoute de l'argile afin de rendre les scories moins oxydantes. Ce moyen est indiqué dans le premier brevet, pris en France, pour l'acier puddlé, celui du sieur Bremme (22 novembre 1849, et certificats d'addition du 11 avril et 28 août 1850) (1). Il est recommandé également, comme ayant donné des

(1) *Description des brevets d'invention*, etc., t. XVI, p. 20.

résultats favorables par M. Clay, directeur de l'usine de Mersey (près Liverpool), d'après le brevet que le sieur Riepe prit en Angleterre en 1850 (1). Ce maître de forges dit que, pour transformer en acier la fonte du pays de Galles, on jette sur la sole du four, par charge de 280 livres de fonte, 10 livres d'argile plastique séchée réduite en poudre fine, puis 12 à 16 pelletées de battitures provenant du cingleur ou du laminoir.

Il est évident que l'argile a ici pour but la transformation des battitures en scories moins basiques. Seulement, on peut se demander si le quartz ne serait pas préférable? Le silicate d'alumine rend évidemment la scorie moins fusible et plus visqueuse, par suite, moins facile à expulser au moment du cinglage. L'argile n'a probablement été choisie que parce qu'on peut se la procurer plus facilement, sous forme pulvérulente, et que la silice déjà unie à l'alumine doit nécessairement scorifier plus rapidement l'oxyde de fer que le quartz non combiné. Mais, à ce point de vue, il sera toujours préférable de faire usage de scories siliceuses ou même de laitiers purs, manganésifères, plutôt que d'argile. Dans tous les cas, quel que soit l'agent siliceux employé, il faut, pour avoir un produit homogène, qu'il soit réduit en fragments aussi menus que possible.

Emploi du peroxyde de manganèse et du sel marin.

Outre les scories, on fait aussi intervenir du peroxyde de manganèse, au moins dans le cas où les fontes elles-mêmes sont peu chargées en manganèse (Firminy, Vierzon, Saint-Chamond, Niederbronn). On l'emploie seul ou mêlé de sel marin dans la proportion de 1 de manganèse pour 2 à 3 de sel. La dose employée dépend de la nature de la fonte. En général, elle devrait

(1) *Revue universelle de Liége*, 2e année, p. 301.

varier proportionnellement à sa teneur en silicium et en raison inverse de celle du manganèse uni au fer. Rarement d'ailleurs on dépasse le chiffre de 1 à 2 p. 100 du poids de la fonte. L'addition du manganèse ne se fait pas, dans toutes les usines, au même instant; mais, comme on l'a déjà vu, son intervention n'est réellement utile que vers l'origine du brassage, lorsque l'oxygène, cédé par le peroxyde et absorbé par le fer, peut encore servir à la scorification du silicium. A Saint-Chamond, cependant, j'ai vu ajouter une faible partie du manganèse vers la fin de l'opération, lorsque le bain débordait déjà depuis assez longtemps par la porte de travail, et que l'acier était sur le point de prendre nature. Mais alors, avec raison, l'ouvrier disposerait uniquement la poudre à la surface du bain et ne l'incorporait qu'après la destruction complète du peroxyde. Dans ce cas, l'effet unique du manganèse et du sel est d'augmenter la fluidité des scories.

On sait que le mélange de sel, manganèse et argile avait été proposé, il y a vingt ans environ, par le docteur Schafhaütl, de Munich, en vue d'épurer les fontes par l'action du chlore. Il est facile de constater qu'il ne se dégage dans ces circonstances que de l'oxygène et que l'argile est plus nuisible qu'utile. On la supprime en effet aujourd'hui à peu près partout. Dans quelques forges on en fait autant du sel marin, parce qu'on suppose que ce corps se volatilise en grande partie sans produire d'action chimique.

J'ai désiré savoir ce que devient le sel dans ces circonstances et, à cet effet, j'ai analysé la scorie d'acier venant de l'un des fours de puddlage de M. Holtzer, de Firminy. Elle avait coulé spontanément hors du four, par la porte de travail, vers le milieu du brassage, lors d'une opération que j'ai suivie avec la plus

grande attention et dans laquelle on traitait un mélange de fontes de Corse et de l'Alélik (Bône). J'ai recherché la soude avec soin et l'ai dosé successivement sous forme de carbonate et de sulfate. La scorie coulait comme de l'eau, mais se figeait assez promptement. Après refroidissement, elle est d'une nuance gris de fer foncé terne, plutôt compacte ou grenue que cristalline, tandis que les scories de réchauffage, toujours plus riches en silice, sont lamelleuses, à éclat vif et d'une teinte assez claire. Quoique à l'œil nu on n'y distinguât aucun grain métallique, il était probable cependant qu'elle devait en contenir à cause de la violente ébullition qui a provoqué son écoulement hors du four, et des grains d'acier que l'on remarque peu après, flottant au milieu de la scorie, et grossissant à vue d'œil à mesure que l'opération approche de sa fin. En effet, après avoir porphyrisé la scorie, j'ai pu, à l'aide du barreau aimanté en extraire 3 p. 100 de fer incomplétement affiné. L'analyse a été faite sur la poudre ainsi dépouillée de ces parcelles métalliques.

J'ai trouvé :

		Oxygène.	
Silice	0,178	0,0925	0,0925
Protoxyde de fer	0,691	0,1573	0,1916
Protoxyde de manganèse	0,094	0,0210	
Chaux	0,004	0,0011	
Magnésie	0,004	0,0015	
Soude	0,009	0,0023	
Alumine	0,018	0,0084	
	0,998		

La scorie contient des traces à peine sensibles de soufre. Par voie sèche, avec 10 p. 100 de carbonate de chaux, on a eu 56,9 p. 100 de fonte blanche dure et tenace légèrement truitée et une scorie cristalline très-riche en manganèse. Ces chiffres prouvent que la scorie

renferme réellement près de 1 p. 100 de soude. L'addition de sel marin n'est donc pas inutile, la soude devant augmenter la fluidité de la scorie et favoriser le passage du silicium, du phosphore et même du soufre dans la scorie.

Une partie doit néanmoins se volatiliser, mais les éléments manquent pour en évaluer la proportion.

Degré de saturation de la scorie.

Il résulte aussi de l'analyse précédente que la scorie est, à peu de chose près, un silicate *bibasique*. Elle est, par suite, sensiblement oxydante; pourtant moins que cela ne paraît au premier abord, d'après son degré de saturation. Il ne faut pas oublier, en effet, qu'elle renferme 9 à 10 p. 100 d'oxyde de manganèse qui n'exerce aucune action oxydante, tandis qu'une scorie équivalente, purement ferrugineuse, renfermerait près d'un septième d'oxyde de fer en sus.

D'après les analyses de M. Lan (voir son mémoire, page 85 de ce volume), les scories de puddlage pour acier seraient souvent encore plus basiques et surtout plus riches en fer.

Les proportions extrêmes sont :

Silice	0,145 à 0,175
Protoxyde de fer	0,831 à 0,811
Oxyde de manganèse et autres bases.	0,030 à 0,014

Le rapport de l'oxygène des bases à celui de la silice se rapproche plutôt de 2,5.

Cet écart ne doit pas étonner; d'après les remarques déjà faites, la composition des scories varie nécessairement, entre certaines limites, avec la nature de l'acier produit (1). Je crois cependant la teneur en oxyde de

(1) Les scories, analysées par M. Lan, proviennent d'un puddlage sans addition de peroxyde de manganèse, et semblent ainsi plutôt correspondre à un fer aciéreux qu'à un acier proprement dit.

fer quelque peu exagérée. Les grains métalliques ne semblent pas avoir été complétement enlevés avant l'analyse, et on ne sépare jamais parfaitement le manganèse sous forme de manganate alkalin; il est d'ailleurs difficile d'admettre qu'une fonte qui tient en moyenne plus de 1 p. 100 de manganèse sur 1,658 de silicium, donne au puddlage, même en tenant compte de l'oxyde de fer fourni par les riblons de la sôle, un silicate renfermant au maximum 3 p. 100 de manganèse, alumine, etc.

D'après cela, je me crois autorisé à affirmer que les scories de puddlage pour acier ont en général une composition très-voisine de celle d'un silicate *bibasique*, et que si l'on veut obtenir un véritable acier *dur*, il faut qu'elles contiennent de plus jusqu'à 10 p. 100 d'oxyde de manganèse. Moins cette proportion sera forte, toutes choses égales d'ailleurs, moins l'acier sera carburé; et même au-dessous d'une certaine limite on n'aura qu'un fer plus ou moins aciéreux. Rappelons, à ce sujet, que M. Janoyer dit positivement, dans son mémoire, qu'il faut ajouter de l'oxyde de manganèse lorsqu'on veut produire de l'acier proprement dit, et qu'à Vierzon les fontes, provenant de minerais riches en manganèse, ont seules pu donner du véritable acier.

Composition des scories de réchauffage, des scories *crues* et des scories *douces*.

Observons maintenant que les scories *bibasiques*, provenant du puddlage pour acier, sont précisément comprises entre les scories lamelleuses, *crues*, provenant du réchauffage au réverbère ou de la première période de l'affinage comtois; et les scories *douces*, compactes ou caverneuses, qui se forment vers la fin de l'affinage après le soulèvement.

Les scories *crues* que l'on ajoute, comme on l'a vu, pour neutraliser l'oxyde de fer en excès, sont en général fort voisines des *protosilicates* et même parfois à

excès de silice ; tandis que les scories *douces* dépassent le plus souvent les silicates *tribasiques*.

Ainsi, dans une scorie de réchauffage à structure lamelleuse, j'ai trouvé :

		Oxygène.
Silice	0,29	0,151
Protoxyde de fer et traces d'alumine, ayant donné à l'essai par voie sèche 0,55 de fonte	0,71	0,162
	1,00	

Dans une scorie de réchauffage à grandes lames, de Dowlais, M. Berthier a même rencontré (1) :

		Oxygène.
Silice	0,424	0,220
Protoxyde de fer	0,520	0,118
Alumine	0,033	0,015

La scorie cristalline crue, du feu comtois d'Ichoux, a donné, au même savant :

		Oxygène.	
Silice	0,280	0,145	
Protoxyde de fer	0,700	0,159	0,164
Chaux	0,004	0,001	
Alumine	0,008	0,004	
	0,992		

et, en général, lorsqu'on consulte les analyses de scories crues que citent Karsten (tome III, page 71) et M. Ramelsberg, dans son ouvrage sur la métallurgie chimique (page 125), on voit que la proportion de silice varie entre 0,28 et 0,34, et celle des protoxydes de fer et de manganèse réunis entre 0,68 et 0,62, chiffres qui sont tous très-voisins de la formule du *protosilicate*.

Les scories *douces* sont au contraire plus que *tribasiques*. Ainsi, d'après Karsten, tandis que les scories

(1) *Traité de la voie sèche*, tome II, page 288 et suivantes.

crues provenant de la première période de l'affinage allemand de Rybnik renferment :

Silice	0,28
Protoxyde de fer	0,61

Les scories *riches* de la fin de l'affinage tiennent :

Silice	0,11
Protoxyde de fer et manganèse	0,87

De même, d'après M. Berthier, les scories *douces* de la forge de Guérigny ont donné :

Silice	0,865
Protoxydes de fer et manganèse	0,088

Enfin, celles de Skebo, en Suède :

Silice	0,076
Protoxydes de fer et manganèse	0,890

Or, de ces trois scories, celle de Rybnik, qui est la plus siliceuse, donne, pour les quantités d'oxygène de la base à l'acide, le rapport $\frac{0,198}{0,057}$ qui est supérieur à celui de 3 à 1.

Ainsi, en résumé, en ce qui concerne la troisième des conditions du puddlage pour acier, celle relative à la nature de la nappe de scories, sous laquelle s'opère l'affinage, on peut, je crois, affirmer qu'il faut chercher à produire, par des additions convenables, un silicate *bibasique* contenant, autant que possible, 8 à 10 p. 100 d'oxyde de manganèse.

Procédé pratique du puddlage pour acier.

Après avoir indiqué les conditions essentielles du puddlage pour acier, disons quelques mots du procédé pratique tel qu'il s'exécute dans les principales usines.

Fusion.

On a vu que, pour obtenir de l'acier, il fallait pousser la fusion aussi rapidement que possible. C'est pour atteindre ce but que, vu la faible épaisseur de la sole, on dresse les fragments de fonte contre les parois du

four et on les empile de façon à ce que la flamme puisse entièrement envelopper chaque fragment. On ne charge à la façon ordinaire que lorsque la sole en scorie se trouve attaquée, ou ramollie, par une trop forte chaleur, à la fin de l'opération précédente. Dans ce cas, on la raffermit souvent par des aspersions d'eau ou en la couvrant de battitures de cinglage avant l'introduction de la nouvelle charge (Neuberg).

Addition des agents oxydants.

On évite de charger des fragments de trop inégale grosseur, pour que toutes les parties fondent dans le même temps. Dès que la charge est faite, on active le feu de façon à obtenir, en peu de temps, un bain à la fois très-fluide et complétement homogène ; c'est alors que commence, comme pour le fer, l'affinage proprement dit. On ajoute et incorpore au bain les scories, plus ou moins *crues*, en menus fragments, et, en général, peu après, le mélange de sel et d'oxyde de manganèse ; puis, dès que les scories elles-mêmes sont en fusion, on brasse à la façon ordinaire, mais, s'il est possible, avec plus d'énergie et plus activement.

Influence très-grande de la température du four pendant la période du brassage.

A ce moment, la température du four, ou plutôt celle du mélange de fonte et scories, joue dans la marche de l'opération un rôle très-important. Si les masses demeuraient entièrement fluides, il se produirait dans le four, par suite de la différence de densité, deux nappes tout à fait distinctes : la fonte sur la sole, et par dessus la couverte de scories. La réaction n'aurait lieu qu'à la surface de contact sur un petit nombre de points. Alors, malgré le brassage le plus actif, l'affinage avancerait peu. On se rapproche de cette limite extrême lorsque les fontes sont siliceuses, ou en général chargées de matières étrangères, et réclament, par suite, une épuration lente et prolongée.

Lorsque, au contraire, la température baisse outre

mesure, les masses trop pâteuses se mêlent imparfaitement, le brassage est pénible, la réaction trop énergique sur certains points, presque nulle sur d'autres, d'où résulte un produit peu homogène. De plus, les scories n'étant pas fluides, la fonte est mal protégée contre l'air; par suite, l'affinage marche trop vite, et l'acier produit sera presque toujours ferreux et pourtant cru ou mal affiné sur quelques points.

Il faut donc, en fixant convenablement la dose de scories, et surtout en réglant attentivement le tirage du four, conserver au bain une fluidité *moyenne*, une sorte de viscosité, ou de consistance huileuse, qui permette aux globules métalliques de se maintenir, en quelque sorte, en suspension au milieu des scories. Cet état semi-fluide oppose, par cela même, au dégagement des gaz, une certaine résistance; en sorte que le bain tendra à *monter*, dès que, après le départ du silicium et du manganèse, la réaction de l'oxyde sur le carbure commence à se produire (1).

La température, ou fluidité moyenne, dont je viens de parler, il importe, autant que possible, de la conserver invariable pendant tout le temps du brassage, et cela sans ouvrir outre mesure le clapet de la cheminée, pour ne pas aspirer l'air extérieur en trop grande abondance par la porte de travail. On voit alors aisément que toute surélévation de la chaleur du four, en rehaussant la fluidité de la scorie, calme et affaisse le bain, et ralentit la marche de l'affinage. Tandis que, dans le cas contraire, lorsque la température baisse

---

(1) On peut constater, dans les forges, conformément à la théorie précédemment exposée, que toutes choses égales d'ailleurs, le bain *monte* d'autant plus vite que les fontes sont moins chargées en silicium et en manganèse.

outre mesure, on se rapproche des conditions du puddlage rapide des fontes mazées. Les masses métalliques pâteuses, non protégées par les scories, s'oxydent énergiquement au contact de l'air, et les nouvelles scories basiques ainsi formées réagissent à leur tour sur le carbone de la fonte (1). Pour les qualités supérieures de fer et d'acier, il faut donc plutôt opérer à haute température, afin d'accroître la durée de la période d'épuration; et pour l'acier, qui exige un plus grand degré de pureté que le fer, il faudra aussi en général forcer la température au moment du brassage.

Au commencement de la période du brassage, il faut également régler avec attention la dose des agents dont j'ai parlé ci-dessus, afin d'arriver, pour le silicate, au degré voulu de saturation. Pour produire du bon acier, et en général de l'acier dur, il faut plutôt appauvrir les scories, chercher à produire un silicate bibasique, riche en manganèse. L'opération sera, à la vérité, allongée et la consommation en charbon accrue; mais on aura, par compensation, un produit supérieur, de valeur plus grande. Cependant si l'on augmentait, outre mesure, la dose de scories *crues*, le produit lui-même pourrait rester *cru* (incom-

---

(1) Tous les puddleurs savent, en effet, que pendant le brassage, entre certaines limites, on hâte l'opération (aux dépens de la qualité du fer) lorsqu'on abaisse la température, et qu'on la retarde en activant le feu. Il se pourrait aussi, comme les affinités du carbone et de l'oxygène pour le fer s'accroissent l'une et l'autre avec la température, que la réaction de l'oxyde de fer sur le carbure fut plutôt affaiblie au delà d'une certaine limite de température. Mais comme, d'autre part, l'affinité de l'oxygène pour le carbone s'accroît aussi avec la chaleur, je ne puis pas, en dernière analyse, accorder une bien grande influence aux variations de la température sur les réactions réciproques du carbure et de l'oxyde de fer.

plétement affiné), et les scories trop siliceuses attaqueraient la sole de riblons.

Si l'on veut, au contraire, un fer simplement aciéreux, ou même du fer doux ordinaire, alors on peut hâter l'opération en conservant aux scories un excès de base sur le silicate bibasique.

Période du bouillonnement.

Le bouillonnement, lors du puddlage pour acier des fontes très-carburées, est en général tellement vif que le volume apparent de la charge dépasse de cinq à six fois et jusqu'à dix fois son volume réel. C'est alors qu'une partie des scories coule spontanément par-dessus le seuil de la porte ou vers le rampant par-dessus l'autel, en entraînant les menus grains métalliques dont j'ai parlé ci-dessus.

Ces grains grossissent peu à peu, puis se réunissent en petits grumeaux; ils sont plus rouges, moins jaunâtres, et plus brillants que la scorie; mais moins éclatants que les masses, en forme de chou-fleur d'un blanc de neige, qui caractérisent le fer doux vers la fin de la période du brassage dans le puddlage ordinaire.

Formation des balles.

Dès que les grumeaux apparaissent au milieu de la scorie, il faut plus que jamais éviter l'aspiration de l'air en fermant le clapet. Par la réaction de la scorie sur le carbone, les grumeaux croissent rapidement, en se soudant les uns aux autres, et se prennent enfin en une seule masse spongieuse, arborescente, autour de laquelle la scorie s'affaisse sans mouvement en nappe fluide, peu épaisse, sur la sole du four. Alors le maître puddleur se hâte de faire les loupes et les cingle à mesure pour mettre un terme à la décarburation si énergique que provoquent les scories riches, retenues par capillarité dans les nombreux pores de la loupe acié-

reuse (1). C'est à ce moment surtout que les scories manganésifères rendent de grands services à cause de la faible température à laquelle on est contraint de cingler les loupes. Les scories, simplement ferrugineuses, se figent vite lorsqu'elles sont peu douces et décarburent fortement lorsqu'elles sont riches. Ainsi sans oxyde de manganèse on est toujours exposé à produire ou de l'acier *peu propre* mêlé de scories, ou de l'acier plus ou moins ferreux.

Cinglage et ballage.

Les massiaux cinglés au marteau subissent fréquemment une sorte de ballage, surtout lorsqu'on les destine au laminage immédiat sans corroyage. Ainsi à Neuberg et Firminy on les reporte de suite, un à un, au four de puddlage, en les roulant au milieu des scories bibasiques qui baignent la sole. Cet enduit préserve l'acier contre l'action plus vive de l'air, tout en réagissant lui-même, comme faible décarburant, car on voit bouillonner légèrement le bain de scories au contact de chacun des massiaux. On réchauffe ainsi chaque massiau, selon les circonstances, l'espace de 5 à 15 minutes à clapet à demi-ouvert. On donne même deux chaudes successives lorsque l'acier est un peu *cru*, ou bien trop mêlé de scories, après le premier cinglage des loupes. Dans ce cas, à la suite de la première chaude, on repasse les massiaux au marteau, puis au laminoir après la seconde. Le double martelage améliore le produit, mais accroît le déchet et les frais.

---

(1) D'après les analyses de MM. Johnston et Calvert, la teneur en carbone s'est abaissée, lors d'un puddlage pour fer, de 1,647 p. 100 à 0,963 pendant les dix minutes qui précédèrent la formation des loupes ; de 0,963 à 0,772 pendant les cinq minutes de la confection des loupes, et de 0,772 à 0,300 p. 100 pendant le cinglage même (*Annales de physique et de chimie*, 1858, tome LII, p. 470.

A Haspe, en Westphalie, selon M. Tunner, on donne la chaude, pour le ballage des massiaux, dans un réverbère spécial à sole de scorie qui fournit le vernis dont je viens de parler. Là aussi les massiaux réchauffés sont portés au marteau ou directement au laminoir selon l'état du métal.

L'acier *brut*, étiré directement ou après ballage, se présente, en général, sous forme de barres carrées de $0^m.04$ à $0^m.05$ de côté. On les casse en fragments peu longs pour les classer d'après leur grain.

En Autriche, à Seraing et à Niederbronn, on facilite cette opération en jetant les barres encore rouges, au sortir du laminoir, dans une bâche à eau courante.

A Firminy on préfère les abandonner au refroidissement spontané et les briser après entaille faible.

Traitement ultérieur de l'acier brut.

L'acier puddlé, selon l'emploi qu'on veut en faire, est réchauffé ou corroyé comme l'acier de forge, ou bien concassé en très-petits morceaux pour être fondu comme l'acier cémenté. A cet égard, le travail de l'acier puddlé n'offre rien de spécial. Les grosses pièces d'acier fondu de M. Krupp proviennent en majeure partie d'acier puddlé.

Depuis peu on applique l'acier (ou fer aciéreux) puddlé à la confection des bandages et des aiguilles et rails de croisière. On assemble les barres en paquets, et les corroie, réchauffe et lamine à la façon du fer. A Saint-Chamond on se sert en général pour cela d'acier ou de fer aciéreux brut; à Neuberg, d'un mélange de 2/3 brut et 1/3 ballé, en composant chaque trousse de mises croisées; à Niederbronn, d'acier puddlé une fois corroyé.

Consommations et déchets.

Les consommations et déchets varient un peu d'une usine à l'autre, ce qui tient sans doute aux tâtonne-

ments inséparables des premiers essais. Citons quelques exemples :

A l'usine royale de Lohe, dans le pays de Siegen (1), on affine les fontes blanches manganésifères de Müsen.

En 1854, les charges étaient de 164 kil. On en passait 6 par poste de 12 heures. Les 2 heures de chaque poste se décomposaient ainsi :

Chargement et fusion.	3/4 d'heure.
Premier brassage pour l'incorporation des scories	1/4
Brassage proprement dit.	3/4
Confection des loupes et mise en état du four pour une nouvelle charge.	1/4
Total.	2 heures.

Pour achever à Lohe l'étirage de l'acier brut, le ballage se fait dans un petit foyer de chaufferie voûté, semblable à ceux qu'on emploie pour le corroyage et réchauffage de l'acier de forge.

Par poste de 12 heures chaque four est desservi, comme dans la plupart des usines allemandes, par un maître et deux aides.

Le déchet est de 20 p. 100, dont 9 au puddlage proprement dit et 11 au foyer de chaufferie.

La consommation, par tonne d'acier ballé, est de 1,612 kil. de houille dans le four bouillant à courant d'eau.

Le four de chaufferie pour ballage est principalement alimenté par les escarbilles du four de puddlage, et ne consomme en houille fraîche, par tonne d'acier ballé, que 307 kil.

Ainsi, en résumé, par tonne d'acier ballé étiré, on consomme :

---

(1) *Gazette des mines de Prusse; de Carnall*, tome II.

Houille	1.919 kil.
Fonte	1.250
Main-d'œuvre du puddlage.	3f,8
Main-d'œuvre pour ballage, cinglage et étirage au marteau de soulèvement. . .	1f,9

A Geisweide, en Westphalie, on traitait, d'après M. Tunner, en 1855, les fontes blanches manganésifères du pays de Siegen en majeure partie rayonnées ou fibreuses (1). Chaque charge se composait de 400 livres de Prusse (187k.5). Par poste de 12 heures on en passait 5 à 6. Le septième du produit total se composait de fer; mais depuis que les ouvriers sont plus exercés, la proportion de fer a dû décroître au profit de l'acier. Par tonne d'acier ou fer puddlé et ballé, la consommation ne dépasserait pas en :

Houille.	1.310 kil.	
Et fonte.	1.314	soit 12 p. 100 de déchet.

A Haspe, en Westphalie, où l'on traite les mêmes fontes avec des conditions peu différentes de déchet et de consommation, on fait des charges de 350 livres seulement (164 kil.); mais elles sont en moyenne au nombre de 7 à 8 par 12 heures.

A Neuberg, en Styrie, d'après le *Journal de voyage*, déjà cité, de M. Piron, élève ingénieur des mines, les charges sont de 193 kil. de fonte blanche lamelleuse d'Eisenerz; et chaque opération dure 2 heures ou 2h.25m, selon que l'acier est simplement cinglé et martelé, ou bien cinglé, ballé, puis laminé.

Les résultats du premier semestre 1858 sont les suivants :

Par four et poste de 12 heures, on a passé en moyenne :

Charges.	
5,67	en acier brut simplement martelé.
5,00	en acier ballé laminé.
5,50	comme moyenne générale.

(1) *Annales de Léoben*, par M. Tunner, tome IV.

Par tonne d'acier brut, on a consommé, en se servant de fours à air;

	POUR acier martelé.	POUR acier ballé, laminé.	MOYENNE des deux aciers.
Fonte.	1.087 k	1.193 k	1.110 k
Soit, déchet.	8 0/0	16 0/0	9 0/0
Lignite ordinaire.	2.130 k	2.190 k	2.140
(Dont le pouvoir calorifique équivaut aux 2/3 de celui d'une bonne houille.)	Journées.	Journées.	Journées.
Main-d'œuvre du puddlage.	3,01	3,15	3,06
(A trois hommes par poste.)			
Main-d'œuvre du cinglage au marteau pilon.	0,31	0,36	0,33
Main-d'œuvre au laminoir.	»	0,61	0,13
Main-d'œuvre totale.	3,32	4,12	3,52
La production par poste de 12 heures est de.	1.000 k	800 k	950 k

L'entretien de la sole, comme on l'a déjà dit, est plus coûteux dans les fours pour acier que dans les fours pour fer. A Neuberg, la dépense s'élève preque au double, soit 12 fr. par tonne (1).

A Eibiswald, autre forge impériale de Styrie, où le lignite est meilleur qu'à Neuberg, on ne consomme, par tonne d'acier brut simplement martelé, que 1.650 kil. au lieu de 2.130, les fontes et le déchet étant d'ailleurs à peu près les mêmes.

A Saint-Chamond et Vierzon, la consommation par tonne d'acier brut non ballé est de 15 à 1.700 kil. de bonne houille menue. Le déchet de 5 o/o que donne M. Janoyer est faible, mais trouve en partie sa compensation dans un déchet plus élevé lors du corroyage. La production moyenne est de 750 kil. par poste de 12 heures (33 tonnes par 44 postes); ce qui donne pour la main-d'œuvre du puddlage proprement dit, 2j,67 par tonne.

(1) Il est vrai que l'on traite pour fer doux des fontes peu

A Saint-Chamond, on affine surtout les fontes de Toga (Corse) et de l'Alélik (Bône) mêlées à une certaine proportion de fontes du Berry et de Comté.

A Niederbronn (Bas-Rhin) on affine pour acier des fontes au bois obtenues à l'aide d'un mélange de fers spathiques, hématites rouges du grand-duché de Nassau et minerais en grains du Bas-Rhin. La charge est de 160 kil.; on en fait 6 à 7 par 12 heures, et chaque poste est desservi par 3 hommes comme en Allemagne. Par tonne d'acier brut cinglé et laminé, mais non ballé, on consomme :

1° Au four à courant d'air :

Fonte : 1.140 à 1.145 kil., soit 12 à 13 p. 100 de déchet.
Houille en morceaux. . . . . 1.250 kil.
Main-d'œuvre du puddlage proprement dit. . . 3f,00

2° Au four à courant d'eau :

Fonte : 1.120 à 1.125 kil., soit 11 p. 100 de déchet.
Houille en morceaux. . . . . 15 à 1.600 kil.
Main-d'œuvre du puddlage proprement dit. . . 3f,50

A Firminy, chez M. J. Holtzer, on a des fours bouillants à courant d'eau et 2 hommes par poste. Pour les aciers fins, on traite surtout les fontes blanches ou grises de la Savoie, de l'Isère, de l'Ariége et la Suède; pour les aciers plus ordinaires, les fontes grises de Toscane, l'Alélik et Solenzara (Corse). Les charges sont de 180 à 200 kil. On en passe 6 en 12 heures. Les 2 heures de chaque opération s'emploient approximativement de la manière suivante :

---

carburées (grenues ou rayonnées) qui s'affinent vite, et que le travail se fait dans de grands fours doubles, dont la charge est de 448 kil., et la production par 12 heures de près de 2 tonnes, en ne consommant par tonne que 1.427 kil. de lignite. Par poste, le four exige 7 hommes, et par tonne la main-d'œuvre, pour puddlage et martelage, est de 3f,86.

Chargement et fusion.	40 minutes.
Brassage.	50
Formation des loupes et premier cinglage.	10
Premier ballage et second martelage. . .	10
Deuxième ballage et laminage.	10
Total.	120 minutes.

La production par poste est de 8 à 900 kil. d'acier ballé brut.

Le déchet est de 10 p. 100 pour le simple acier ballé, mais varie de 15 à 20 p. 100 lorsqu'on y comprend celui du réchauffage et laminage pour gros acier marchand non corroyé.

La consommation en houille menue ordinaire est de 1.800 à 2.000 kil. par tonne d'acier brut, deux fois ballé ; et la main-d'œuvre, pour le puddlage proprement dit, de $2^{f},20$ à $2^{f},50$, plus $0^{f},40$ à $0^{f},50$ pour le martelage et laminage.

Enfin à Seraing (1855) on affine, pour fer aciéreux, dans des fours à courant d'eau, diverses sortes de fontes brutes au coke, grises ou truitées. La charge est de 180 kil.; la durée de chaque opération de 2 heures 1/4 à 2 heures 1/2. On brûle exclusivement de la bonne houille en gaillettes et marche constamment à température fort élevée pour ne pas trop hâter la décarburation.

Les loupes cinglées sont directement étirées au marteau ou au laminoir, selon l'emploi qu'on veut en faire, puis trempées et classées pour le corroyage.

La consommation est de 1.800 kil. et le déchet de 15 p. 100, chiffres sensiblement plus élevés que ceux qui correspondent au traitement des fontes moins impures obtenues au charbon de bois.

La main-d'œuvre du puddlage proprement dit est de 2f.70 par tonne d'acier brut.

Discussion des chiffres précédents.

En comparant entre eux les principaux chiffres que nous venons de donner, on remarquera des divergences assez grandes. Elles proviennent surtout de la nature inégale du produit obtenu, et en partie aussi de celle des fontes soumises à l'affinage.

Dans quelques forges, comme à Vierzon, Niederbronn, Saint-Chamond, on se contente d'acier ou de fer aciéreux brut ordinaire; tandis qu'à Firminy et à l'usine de Lohe, on soumet immédiatement les massiaux à un ballage ou réchauffage plus ou moins complet. Ce seul ballage peut augmenter le déchet de 8 à 10 p. 100, comme on le voit, par les exemples de Lohe et de Neuberg.

La nature de la fonte exerce une moindre influence sur le déchet, mais allonge ou diminue la durée du travail. Ainsi les fontes blanches, peu chargées en silicium et manganèse, s'affinent plus vite que les fontes grises de même origine. Enfin le mode de travail, la nature et les proportions relatives des scories ou battitures ajoutées influent également sur les résultats obtenus.

Pour l'acier puddlé brut, non ballé ni réchauffé, on peut admettre, en moyenne, un déchet de 5 à 8 p. 100, le chiffre le plus élevé correspondant aux fontes riches en manganèse. La consommation en houille peut ne pas dépasser 125 à 130 p. 100 lorsqu'on emploie, comme à Niederbronn, exclusivement de la houille en morceaux; tandis qu'en houille menue ordinaire, elle s'élève à 140 ou 160 p. 100 selon que les fours sont à courant d'air ou à courant d'eau.

La main-d'œuvre du puddlage et cinglage atteint, selon l'organisation du travail, 2f.70 à 3f.30 par tonne

d'acier fabriqué, et la production par 12 heures est en général comprise entre 900 et 1,000 kil.

Pour l'acier ballé, laminé, le déchet varie généralement de 15 à 20 p. 100; la consommation en houille menue ordinaire de 160 à 190 p. 100.

La main-d'œuvre par tonne est de 3 à 3j,50 ou même, dans quelques forges, de 4 journées; enfin la production par 12 heures est de 8 à 900 kil.

L'acier puddlé n'est guère plus coûteux à produire que le fer doux.

Si maintenant on veut comparer le fer et l'acier puddlés au point de vue du prix de revient, il faut nécessairement faire abstraction de l'acier ballé et prendre les deux métaux à l'état brut, ou bien l'un et l'autre à l'état corroyé. Or, comme le réchauffage de l'acier ne diffère guère de celui du fer, il est plus simple de les comparer bruts.

Au premier abord l'avantage en faveur du fer semble grand. Dans les forges ordinaires au lieu de 6 charges par 12 heures, on en fait 8 à 9; aussi par tonne de fer brut on ne consomme que 1000 à 1200 kil. de houille menue ordinaire au lieu de 1400 à 1600; et 2j,20 à 2j,50, au lieu de 2j,70 à 3j,30. Le déchet sur la fonte étant dans les deux cas à peu près le même. Mais pour que la comparaison ait quelque signification, il faut évidemment se placer dans des conditions identiques, c'est-à-dire supposer des fontes analogues. Eh bien, lorsqu'on affine pour fer doux, des fontes au bois, blanches, lamelleuses ou grises, on ne passe guère plus de 6 à 7 charges par 12 heures; et si la consommation en houille et main-d'œuvre l'emporte encore, dans le cas de l'acier, la différence est néanmoins faible, et se trouve en partie rachetée par un déchet moindre. Quant à l'entretien des fours, l'excédant de dépense est dans la plupart des forges de 5 à 6 fr. par tonne.

En résumé, on peut affirmer que, dès maintenant, le prix de revient des aciers puddlés excède à peine de 20 à 25 fr. par tonne celui des fers doux, quand on opère sur les *mêmes fontes*; et on peut ajouter, que même cette faible différence disparaîtra complétement, dès que les ouvriers puddleurs se seront mieux familiarisés avec ce travail nouveau.

Mais n'oublions pas que cette conclusion suppose implicitement que l'on affine, dans les deux cas, des fontes identiques; d'où il résulte forcément que le prix de l'acier ne baissera jamais jusqu'au taux du fer ordinaire, puisque ce dernier s'obtient avec des fontes de qualité médiocre; tandis que l'acier exige toujours des fontes pures, manganésifères.

Au bas foyer l'affinage pour acier est beaucoup plus onéreux que l'affinage pour fer doux.

Si dans ces limites le puddlage pour acier n'est guère plus coûteux que le puddlage pour fer, il en est autrement de l'affinage au bas foyer. L'obligation d'opérer, dans un creuset profond, sous une nappe de scories et au-dessous du vent, sans jamais *soulever* la masse ferrugineuse, a pour conséquence immédiate d'allonger l'opération et de mal utiliser le combustible brûlé. Aussi on consomme, en général, pour l'acier de forge, le double de charbon et une fois et demie autant de journées d'affineurs que pour le fer.

Ainsi, dans le procédé Comtois, on compte par tonne de gros fer marchand :

Fonte.	1.300 kil.
Charbon de bois.	1.500
Soit 7^{mc}, déchet de halle compris; ou en *ligneux* 8 tonnes.	
Main-d'œuvre totale	10^{j}

Tandis que dans le Berry et les anciennes affineries de Rives on consomme par tonne d'acier brut étiré :

Fonte. . . . . 1.300 kil.
Charbon de bois. . . . . 3.000 à 3.200 (1)
Main-d'œuvre 15f

Dans les aciéries étrangères de Styrie et du pays de Siegen, on brûle également 3 tonnes de charbon par tonne d'acier brut de forge.

La différence des prix de revient du fer et de l'acier est par suite plus grande au bas foyer qu'au four à réverbère; et, par cela même, la substitution du puddlage à l'affinage ancien offre surtout des avantages marqués dans les aciéries.

Ces avantages sont même d'autant plus saillants que l'acier puddlé est aussi recherché que l'acier de forge, tandis que le fer au bois est encore préféré au fer puddlé provenant des mêmes fontes (2). On reproche au fer puddlé de retenir constamment une forte proportion de scories. On y remédierait certainement en soumettant les lopins cinglés à une sorte de ballage immédiat, ainsi que cela se pratique pour l'acier. En général, pour obtenir, par la méthode anglaise, du fer de qualité supérieure, il suffit (comme au reste cela se fait, en Angleterre même, dans quelques forges) de puddler lentement de faibles charges à de hautes températures, puis de soumettre les lopins à un double ou triple réchauffage avec cinglage exclusif au marteau. En

---

(1) La consommation actuelle de la méthode de Rives à Allevard est beaucoup plus faible; mais on ne produit que de simples massiaux que l'on réchauffe ensuite à la houille.

(2) Dans la méthode allemande, on consomme deux fois autant de combustible que dans la méthode anglaise. Par tonne de gros fer marchand, il faut 2t,5 de ligneux, en puddlant et corroyant au révorbère et jusqu'à 5 tonnes, sous forme de charbon, lorsqu'on affine par la méthode allemande, les consommations en fonte et main-d'œuvre étant d'ailleurs les mêmes.

opérant ainsi, on aura des fers dont la qualité ne sera certainement pas inférieure à celle des fers au bois. C'est vers ce but que devraient tendre les efforts des maîtres de forges. A mesure que, par l'effet des canaux et des chemins de fer, le prix de la houille baissera dans les usines, on verra les bas-foyers progressivement disparaître et faire place aux fours de puddlage. Cette transformation sera, par les motifs déjà signalés, plus rapide pour l'acier de forge que pour le fer; mais elle est inévitable pour le fer également, et l'on y parviendra, sans nuire à sa qualité, si l'on a recours à la méthode modifiée que je viens de rappeler. Le charbon végétal pourra alors être réservé exclusivement pour la fusion des minerais de qualité supérieure, tandis que l'affinage des fontes se fera partout au combustible minéral, ou du moins au four à réverbère.

NOTICE.

SUR LA FABRICATION DU FER DANS L'INDE.

Par M. Thomas OLDHAM (1).

(Extrait par M. Delesse.)

Procédé de fabrication du fer.

Le procédé qui est employé dans l'Inde pour la fabrication du fer est resté très-primitif et se retrouve avec de très-légères modifications dans la plupart des districts boisés. Il est à peu près le même sur les bords de la Nerbudda, aux limites occidentales de la péninsule, dans les forêts sauvages de l'Inde centrale, dans les districts du sud-ouest, dans le Birbhoom, dans les collines Khasi et dans le Cuttack. La forme des fourneaux, les proportions du combustible et du minerai, peuvent bien varier d'un district à l'autre; mais la marche générale qui est suivie dans la fabrication reste partout la même.

Les détails que donne cette notice sont surtout relatifs aux districts de Talcheer et des collines Khasi, et ces deux districts seront étudiés séparément.

District de Talcheer.

Le fer de Talcheer (Cuttack) est connu depuis longtemps et même très-recherché à cause de sa ténacité et de sa qualité tout à fait supérieure.

(1) Voir deux articles publiés dans les *Memoirs on the geological Survey of India* (Calcutta, 1856-1858) :

1° *Preliminary notice on the coal and iron of Talcheer in the tributary Mehuls of Cuttack, by Thomas Oldham A. M., F. R. S., G. S.*, etc., *superintendent of the geological survey of India*, etc. (p. 1 à 33);

2° *On the geological structure of a portion of the Khasi Hills, Bengal*; par le même (p. 201).

Qualité du fer.

Il l'emporte, en effet, sous ce rapport, sur le fer produit dans la plupart des foyers indigènes de l'Inde.

La plus grande partie de ce fer est vendue au marché de Cuttack.

Pauvreté des ouvriers.

Les ouvriers qui travaillent le fer appartiennent à une caste spéciale du peuple et vivent dans une très-grande misère. Cependant, les bénéfices seraient plus que suffisants pour leur assurer une existence convenable. Mais leur pauvreté, leur indolence, les grandes variations de leur salaire et des chômages fréquents, les mettent complétement dans la dépendance des *mahajuns*, Bengalais pour la plupart, qui s'enrichissent en les payant d'avance en nature, et deviennent ainsi propriétaires des usines.

Ce système déplorable tient les malheureux ouvriers dans l'esclavage. Il leur devient même impossible de se procurer les aliments les plus indispensables sans l'intermédiaire des mahajuns.

Les villages qu'ils habitent sont les plus misérables du pays et se composent d'un petit nombre de maisons éparses. Souvent même, on rencontre des ouvriers forgerons qui sont confinés dans des hameaux complétement isolés. La grande consommation de combustible que nécessite le procédé indigène force d'ailleurs les ouvriers à changer fréquemment de lieu d'habitation ; et alors il ne reste plus d'autre trace de leurs usines que des amas de scories qu'on rencontre souvent dans les *jungles*.

Minerais.

Les minerais employés sont exclusivement les oxydes, savoir : l'oxide magnétique, l'hématite rouge (terreux, micacé, ocreux) et l'hématite brune. Le plus généralement on se sert des différentes variétés d'hématite rouge. Je n'ai pas rencontré d'usines employant des carbonates de fer. Ordinairement, pour éviter les fouilles

profondes, on choisit les échantillons qui se trouvent au milieu de roches superficielles décomposées et fortement imprégnées de fer par l'infiltration. On recherche aussi les fragments de minerais de fer dans les lits des torrents, ainsi que les cailloux de latérite qui s'y rencontrent accidentellement (1). « Non loin d'un petit » village situé dans le Banda, dit M. Blanford, s'exploite » un minerai analogue au *Gossan* du Cornouailles. Il » est formé par une roche décomposée et riche en fer, » qui se trouve généralement à la partie supérieure des » filons. On rencontre encore de nombreux dépôts de » minerai de fer roulé à Damoodah, dans le district » houiller de Talcheer; ils sont riches, mais peu exploi» tés (2). On préfère les minerais de la surface à ceux » qu'il faut extraire souterrainement, bien qu'en réa» lité l'exploitation de ces derniers demande moins de » travail. Tous ces minerais sont d'ailleurs d'une qua» lité excellente, et se trouvent à de petites profon» deurs. »

Combustible.

Le charbon de bois est le seul combustible employé. Des saules qui sont assez abondants pour former d'immenses forêts servent généralement à sa fabrication; c'est seulement dans les contrées où ils ont été épuisés, qu'ils sont remplacés par d'autres essences. Dans le Cuttack, par exemple, le tronc du saule (*shorea robusta*) est employé exclusivement à la fabrication du charbon de bois.

Les procédés dont on se sert pour cette fabrication, bien que variant d'un district à un autre, sont partout

(1) La latérite est une roche trappéenne ferrugineuse qui est décomposée et très-répandue dans l'Inde. (Sir Charles Lyell, *Manuel de géologie*, 1856, t. II, p. 239 et 242.)

(2) On croit que ce minerai provient de collines du N.-O., qui sont situées à deux jours de distance.

barbares. Les sauvages habitants de la tribu des Mehals semblent même avoir pris à tâche de détruire la plus grande quantité de bois et d'en retirer le moins de charbon possible.

Mode de carbonisation.

« Pour fabriquer le charbon, on se sert seulement de » bûches mesurant 12 à 18 pouces de diamètre. On abat » des arbres de grandes dimensions ; cependant, à cause » du manque d'outils convenables, on laisse sur pied les » plus gros arbres dont l'abatage serait trop difficile. » Quant aux petites branches, elles s'utilisent quelque- » fois pour la cuisson des aliments, mais jamais on ne les » emploie à la fabrication du charbon. Les bûches sont » coupées sur 5 à 6 pieds de longueur, et on les dispose » en couches croisées de manière à former des amas » plus ou moins réguliers. On les allume sans les re- » couvrir de terre, et le seul soin que l'on prenne est » d'y verser de l'eau toutes les fois que la flamme ap- » paraît. »

Foyers.

Les foyers qui servent à la fusion du minerai ont dans la plupart des localités 3 pieds 6 pouces de hauteur, sur 1 pied de diamètre intérieur. Dans beaucoup d'endroits, ils s'élargissent un peu vers la base.

Fusion du minerai.

La méthode employée pour la fusion du minerai, est celle dont on fait usage dans toutes les autres parties de l'Inde. M. Sammuels en donne une description très-simple et très-succincte pour le Cuttack, dans lequel il a rempli les fonctions de commissaire (*Journal de la Société Asiatique du Bengale*, n° VII, 1855, page 249-250).

Absence de flux.

Le lit de fusion est composé de minerai mélangé à une grande quantité de charbon de bois, mais on n'ajoute pas un flux spécial. Aussi le fer est-il rarement bien fondu lorsqu'il sort du foyer d'affinage ; la masse métallique qu'on obtient dans cette première opération est

spongieuse et fortement mélangée à des scories et à des fragments de charbon non brûlé.

Affinage.

On affine le métal qui été a obtenu, en le réchauffant et en le martelant plusieurs fois de suite. Le réchauffage a lieu dans des foyers ouverts, analogues à ceux de nos forgerons. L'opération se répète un nombre de fois plus ou moins grand, suivant le degré de pureté qu'il convient de donner à l'objet fabriqué. Le charbon non brûlé qui restait dans le métal impur disparaît d'ailleurs dans ces réchauffages successifs. Quant aux scories, elles sont fondues et exprimées par le martelage.

Soufflerie.

La soufflerie employée, soit pour la fusion du minerai de fer, soit pour l'affinage, reste la même dans presque toute l'étendue de l'Inde. Citons comme exemple celle d'Orissa.

Elle consiste en soufflets qui sont formés par deux cavités creusées dans des troncs d'arbres et ayant habituellement 6 pouces d'épaisseur sur 1 à 2 pieds. Autour de ces cavités on fixe solidement un morceau de cuir qui est percé à son centre d'un petit trou. C'est dans ce trou qu'entre un morceau de bois relié au moyen d'une corde à un bambou dont une extrémité est plantée dans le sol, tandis que l'autre se trouve immédiatement au-dessus du centre du tronc évidé. Deux appareils semblables sont placés l'un à côté de l'autre, et voici comment ils fonctionnent.

La corde reliée au bambou distend autant que possible le cuir du soufflet; il en résulte nécessairement que toute la cavité comprise entre le cuir et le bois se remplit d'air. Pour forcer cet air à se rendre dans le foyer, un homme ferme au moyen de son talon le trou du cuir pendant qu'il est tendu, et il le presse de tout le poids de son corps; de cette manière il refoule l'air qui se rend dans la cavité pratiquée dans le tronc,

puis de là dans un bambou qui sert de tuyau de conduite et qui l'amène jusque dans le foyer.

Un seul homme peut manœuvrer ainsi deux soufflets en se balançant alternativement sur le pied droit et sur le pied gauche.

Le mouvement du cuir en sens inverse est produit par l'élasticité du bambou.

Tuyères.

L'air en sortant des bambous passe dans des tuyères en argile, qui dans beaucoup de localités sont préparées avec soin et soumises d'abord à une cuisson; tandis que dans d'autres localités, elles consistent simplement en une masse d'argile humide qu'on adapte à l'extrémité du bambou, au moment même de la mise à feu (1).

Dans le Cuttack on emploie les soufflets qui viennent d'être décrits, tant pour la réduction du minerai que pour l'affinage du fer. Dans le Birbhoom les soufflets d'affinage sont tout à fait différents, et ressemblent plutôt à ceux des forges ordinaires de l'Angleterre. Les soufflets des fourneaux de réduction y atteignent de grandes dimensions, et la manœuvre de chacun d'eux exige le poids de trois hommes.

Quoique ces soufflets nous paraissent bien grossiers,

---

(1) Les documents laissés par le docteur Snot dans son *Histoire naturelle du comté de Strafford*, publiée en 1686, sont très-intéressants à consulter, car ils montrent combien les procédés actuellement en usage dans l'Inde ressemblent à ceux dont on se servait autrefois dans les districts sidérurgiques de l'Angleterre. Le docteur Snot a publié son ouvrage peu de temps après l'invention des laminoirs et l'emploi du charbon de terre dans la fabrication du fer. Il s'exprime de la manière suivante en parlant des méthodes employées pour fondre le minerai : « Nous apprécions toute l'importance des perfectionnements récents lorsque nous les comparons aux méthodes anciennes. Car nos ancêtres fabriquaient le fer dans des foyers d'affinage et se servaient de soufflets qu'ils manœuvraient avec leurs pieds. Un foyer ne pouvait pas produire plus de 100 livres de fer par jour, et une quantité plus considérable de ce métal se perdait en restant mélangée aux scories. »

ils produisent cependant un courant d'air à peu près constant et d'une force suffisante pour ces opérations.

La cendre du charbon de bois tient lieu de flux.

Nous avons dit qu'aucun flux particulier n'est ajouté dans ce mode de fabrication du fer. Mais la cendre du charbon de bois contient du carbonate de potasse et de soude, ainsi qu'une petite quantité de chaux; par suite elle constitue elle-même un flux qui se combine avec la silice et avec les matières silicatées du minerai.

Réduction.

Les réactions chimiques qui ont lieu dans ces fourneaux sont les mêmes que dans nos foyers d'affinage. Comme l'a montré M. Le Play, dans plusieurs mémoires et dans ses cours à l'École des mines, c'est l'oxyde de carbone qui est le principal agent réducteur dans le traitement des minerais de fer. L'intervention de la chaleur détermine la combinaison de l'oxygène de l'air avec le charbon du combustible et produit de l'oxyde de carbone. En même temps le peroxyde se change en protoxyde de fer et son oxygène se combine à l'oxyde de carbone, de manière à former de l'acide carbonique. Une partie du protoxyde de fer est réduite en oxygène et en métal; l'oxygène se combine à l'oxyde de carbone et produit une nouvelle quantité d'acide carbonique; tandis que le protoxyde non réduit se combine avec la silice des scories pour former un silicate de protoxyde de fer (1).

Scories.

Les scories des foyers indiens sont probablement un silicate ayant pour formule $3FeO, SiO^3$; toutefois cela n'a pas été vérifié par des analyses précises. Le docteur Maenumara a fait seulement quelques essais sur des scories provenant de minerais semblables à ceux de Birbhoom, et traités d'une manière analogue. Voici les résultats qu'il a obtenus :

---

(1) Voir aussi, relativement à l'affinage, les mémoires publiés dans ce volume par MM. Grüner, Lan et Janoyer.

	NATURE du minerai.	COMPOSITION DES SCORIES :		
		Oxyde de fer.	Chaux.	RÉSIDU composé essentiellement de silice.
1	Grès ferrugineux.	55,45	6,18	38,37
2	Hématite.	54,00	8,43	37,57

Ces scories sont riches en silice et ont au contraire une teneur en oxyde de fer peu élevée; quelquefois même leur teneur en oxyde de fer est encore plus faible.

Collines Khasi. Donnons encore quelques détails sur la fabrication du fer dans les collines Khasi au Bengale.

L'industrie du fer dans les collines Khasi remonte à un temps immémorial et elle occupe toutes les tribus qui les habitent. Aussi, dès que ces contrées passèrent sous la domination britannique, l'attention se porta sur cette importante industrie. Il en est question dans une courte notice, publiée en 1829 (1). Dans le courant de la même année, M. Jones, auteur d'un mémoire sur la richesse minérale du Bengale, recommande la position de Pondua, au pied des collines Khasi, comme éminemment favorable à la construction de laminoirs et d'une grande usine pour le travail du fer (2). M. Walters, dans son récit d'une excursion à travers ce pays, parle de la fabrication du fer, et donne une description succincte des foyers qui sont en usage (3). Quelques années plus tard, le lieutenant-colonel Watson énumère les circonstances qui, à son avis, rendent Cherra-Poonjee, éminemment favorable à l'établissement d'une vaste

(1) *Gleanings in science*, vol. 1, p. 252.
(2) *Gleanings in science*, vol. 1, p. 231.
(3) *Asiatic researches*, vol. 17, p. 499, publié en 1832, excursion de 1828.

usine dans laquelle on fabriquerait le fer et l'acier (1). Plus récemment, M. Cracroft et le lieutenant Yule ont publié de bonnes descriptions des procédés employés pour le lavage, la fusion du minerai et le travail du fer (2).

Les procédés aujourd'hui en usage dans les collines Khasi, tant pour l'extraction et le lavage, que pour le traitement du minerai, n'ont pas varié et sont bien décrits dans les publications qui viennent d'être mentionnées.

Gisement et nature du minerai de fer.

Les principales mines de fer sont situées dans la région granitique, non loin de Molim, Nonkoim, Langlaikot, et du côté occidental près de Lankoi. Dans beaucoup de localités dans lesquelles il n'existe plus aujourd'hui d'établissements de lavage, des haldes gigantesques, attestent l'existence antérieure de mines et d'usines importantes. Les principaux établissements de lavage se trouvaient en général vers la limite du granite et près de sa jonction avec les formations qui le recouvrent.

Le seul minerai qu'on rencontre dans les collines Khasi est un sable fin composé de petits cristaux d'oxyde magnétique titanifère. Ce sable est irrégulièrement disséminé au milieu des roches granitiques, et quelquefois aussi dans des gneiss. Comme le granite est altéré à sa partie supérieure et même jusqu'à une profondeur considérable, il n'est pas difficile d'en extraire le minerai de fer disséminé. Il suffit, en effet, à l'aide d'une rigole de faire arriver un courant d'eau sur ce granite décomposé et changé en arène.

---

(1) *Journal of the Asiatic Society*, vol. 3, p. 25, janvier 1834, et n° 129, p. 853, 1842.

(2) *Journal of the Asiatic Society*, vol. 1, p. 160, 7832.

Lavage. Le lavage s'effectue d'après la méthode décrite en 1842 par M. Yule. Il est fait par des femmes qui ont acquis une grande habileté dans ce genre de travail et qui ne perdent que de très-petites quantités de minerai.

Généralement le minerai de fer n'est pas fondu dans les villages dans lesquels on l'exploite. On le met dans des paniers ayant des dimensions et des formes à peu près constantes, et on le transporte ainsi jusqu'aux usines qui sont quelquefois à plusieurs milles de distance de la mine. Le fer obtenu est lui-même expédié dans d'autres localités, dans lesquelles il est transformé en tôle et autres produits marchands. Les loupes ou *cutcha* qui proviennent des foyers de réduction se vendent d'ailleurs facilement dans les plaines.

Fabrication du fer. La partie septentrionale des collines Khasi expédie son fer sur les marchés d'Assam et la partie méridionale sur ceux de Pondua, Lattac, Chattuc, etc. On en vend des quantités considérables, et on façonne le reste en crampons ayant la forme d'un double crochet qui sont destinés à réunir les planches des bateaux. La consommation de ces crampons est très-grande dans les chantiers de contruction situés sur les bords de la rivière Soorma (Azmergigunj, Beetalun).

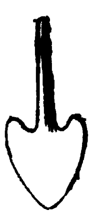
Une grande partie du fer fabriqué dans les collines Khasi est transformée en une espèce particulière de bêches ou pelles nommées *codalies*, et en couteaux semblables à des couperets qui sont désignés par les habitants sous le nom de *dhows* (1).

---

(1) Le *dhow* des collines Khasi est un couperet droit semblable à un couteau; il n'a qu'un seul tranchant; sa longueur est de 12 à 15 pouces et il est pourvu d'un manche de 10 à 12 pouces. Aux mains des indigènes, c'est à la fois un outil et une arme offensive ou défensive.

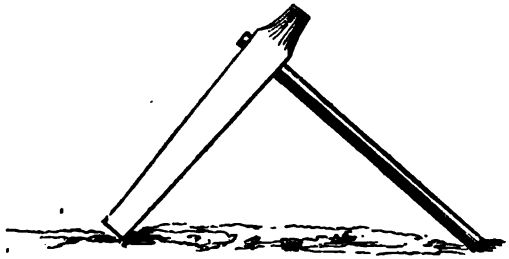
La coutume a introduit dans l'exécution de ces instruments une division complète du travail; et chaque opération distincte est confiée à des individus spéciaux, ou même exécutée dans des localités différentes.

On fabrique les *codalies* sur une grande échelle dans certains villages dont les usines diffèrent beaucoup des foyers de réduction. Elles consistent généralement en vastes hangars, couverts et de forme allongée, qui contiennent un foyer placé à l'une des extrémités. Cinq hommes travaillent sous cet abri grossier; l'un d'eux manœuvre les soufflets au moyen de ses pieds; le deuxième surveille le feu et dirige les opérations; le troisième remet dans le foyer les massiaux de fer, et après les avoir chauffés au rouge vif, il change rapidement leur forme semi-circulaire et les façonne en barres. Ensuite, cette pièce est réchauffée, et au moyen d'un violent coup de marteau elle est soudée à une barre plus mince. L'assemblage de ces deux pièces, est réchauffé et forgé de nouveau; il présente un losange terminé par un manche, et constitue la *codalie* sous sa forme primitive. On la réchauffe et on la forge encore quatre fois, de manière à lui donner une forme gracieuse qui rappelle celle d'un cœur. Au début des opérations, la pièce de fer qui sert à fabriquer la *codalie* présente une épaisseur de 2 pouces sur 4 pouces de largeur; à la fin, son épaisseur s'est réduite à un demi-pouce, tandis que sa longueur atteint 7 à 8 pouces. Quatre hommes suffisent à ce travail; le cinquième donne à la *codalie* sa forme définitive qui est représentée par le croquis ci-contre.



Les marteaux dont on fait usage pour ces transformations paraissent gauches et difficiles à manier. Ils ont une tête très-longue, qui varie de 12 à 17 pouces;

une seule de leurs faces peut servir, puisque le manche est implanté tout près de l'extrémité Le manche ne dépasse pas la longueur de la tête elle-même.



La forme bizarre de ces marteaux montre que leur manœuvre est toute différente de celle à laquelle nous sommes habitués. Aussi, un forgeron des collines Khasi se contente-t-il de soulever verticalement son marteau; l'effet qu'il produit est donc indépendant de sa force musculaire et résulte uniquement du poids du marteau et de la vitesse acquise.

Un bloc arrondi de granit sert d'enclume. Les coups frappés contre cette enclume produisent des sons très-mélodieux, qui à distance ressemblent beaucoup à un carillon de cloches.

Le seul combustible en usage est encore le charbon de bois. Avant l'opération on le mouille dans de larges terrines remplies d'eau, qui sont placées à côté du feu.

Le fer brut ou *cutcha*, obtenu dans le foyer d'affinage est façonné en loupe qu'on divise en deux parties, dont chacune sert à forger une *codalie*. La loupe entière pèse en moyenne 7 seers, tandis que la *codalie* n'en pèse que 2. Par conséquent, la transformation du fer brut en fer façonné, donne lieu à une perte d'environ 43 p. 100.

Le rendement journalier d'un foyer, c'est-à-dire le travail de cinq hommes ne dépasse pas 10 *codalies*. Une

roupie représente le prix de 6 à 8 loupes de fer brut (*cutcha*) ou de 5 *codalies*.

Les *codalies*, après avoir été forgées huit fois à chaud, sont forgées une neuvième fois à froid sur une enclume de pierre polie. Ce travail est exécuté par les trois ouvriers qui ne sont occupés ni au foyer ni aux soufflets de l'usine ; il a lieu pendant le réchauffage.

Lorsque les *codalies* ont été martelées à froid, elles reçoivent un demi-poli. Le procédé auquel on a recours est simple est assez ingénieux : en effet, des femmes ou des enfants transportent les *codalies* au bord d'un ruisseau voisin ; puis chacune d'elles est placée successivement dans une espèce de manche et traînée rapidement dans le gravier humide qui use et polit sa surface.

Les *codalies* sont vendues aux habitants des collines Khasi et s'expédient également à Assam. Il paraît toutefois que, même sur les lieux de fabrication, il y aurait encore avantage à acheter des pelles et des instruments faits en Angleterre.

Qualité du fer.

Le fer des collines de Khasi est de qualité tout à fait supérieure et peut servir aux mêmes usages que le fer de Suède. Il donne notamment un acier *wootz* d'excellente qualité. Le minerai qui fournit cet acier provient de roches granitiques et contient du titane; son gisement porterait à croire qu'il renferme aussi du manganèse et même du tungstène. C'est du reste ce qui résulte des analyses de M. le duc de Luynes qui a trouvé ces deux métaux et surtout le manganèse dans l'acier damassé de l'Inde. Il a même constaté que le manganèse allié à la fonte et refondu avec du fer donne constamment de l'acier damassé (1).

(1) *Mémoire sur la fabrication de l'acier fondu et damassé*, par H. de Luynes. — Paris, Firmin Didot, 1844.

La grande impureté du fer des collines Khasi s'oppose à ce qu'on le recherche généralement et rend son emploi très-dispendieux. Sa fabrication pourrait d'ailleurs être perfectionnée et surtout entreprise sur une échelle beaucoup plus grande.

Inconvénients de la fabrication actuelle.

Les principaux inconvénients que présente la fabrication actuelle sont : 1° la difficulté d'obtenir une température uniforme et assez élevée, qui permette de bien souder entre elles toutes les parties de la loupe obtenue, laquelle reste à l'état d'éponge de fer; 2° l'insuffisance de la massue en bois qui sert à marteler la loupe et qui exprime d'une manière beaucoup trop incomplète les scories qui l'imbibent.

Il est peu probable d'ailleurs que la fabrication du fer prenne jamais de très-grands développements dans les collines Khasi; car le minerai est disséminé en petite quantité dans la roche, en sorte que son exploitation est en définitive assez coûteuse; de plus, elle ne peut guère avoir lieu que pendant un petit nombre de jours de l'année, lorsque des pluies abondantes ont fourni une quantité d'eau suffisante pour le lavage du minerai.

NOTICE GÉOLOGIQUE

SUR LES SALINES DES ZAHREZ ET LES GÎTES DE SEL GEMME DU RANG-EL-MELAH ET D'AÏN-HADJERA (ALGÉRIE).

Par M. VILLE, ingénieur des mines.

La route carrossable de Boghar à Laghouat pénètre à 88 kilomètres sud-est de Boghar dans un grand bassin fermé, contenant deux vastes salines naturelles, le Zahrez Rharbi à l'ouest, et le Zahrez Chergui à l'est. Au delà de ce bassin, elle s'enfonce dans la gorge encaissée de l'oued Melah, qu'elle suit jusqu'au poste militaire de Ddjelfa. Au commencement de cette gorge, se trouve un gîte de sel gemme désigné sous le nom de Rocher-de-Sel (Rang-el-Melah), qui est exploité de temps immémorial par les migrations annuelles d'Arabes venant des régions sahariennes méridionales, pour aller dans le Tell échanger leurs produits contre des céréales.

Depuis l'occupation de l'oasis de Laghouat par les troupes françaises, l'intendance militaire tire également du Rang-el-Melahle sel nécessaire aux besoins des garnisons de Laghouat, Djelfa et Boghar.

Un autre gîte de sel gemme très-peu connu et fort peu utilisé se trouve à Aïn-Hadjera, à 36 kilomètres sud-ouest du Rang-el-Melah.

Nous avons visité tous ces gîtes en novembre et décembre 1855, pendant un voyage d'exploration que nous avons fait d'Alger à Laghouat, à la suite duquel nous avons rédigé la notice qu'on va lire.

Cette notice comprend trois parties principales. La première traite des salines naturelles des Zahrez Rharbi

et Chergui; la deuxième, du gîte de sel gemme du Rang-el-Melah; la troisième, du gîte de sel gemme d'Aïn-Hadjera.

Nous avons terminé notre travail par quelques considérations sur la possibilité d'obtenir des eaux jaillissantes dans les divers terrains que nous avons observés dans le bassin des Zahrez. Ces considérations étaient une conséquence naturelle des détails géologiques dans lesquels nous n'avons pu nous empêcher d'entrer, et, du reste, la recherche des eaux potables est intimement liée à l'exploitation en grand des richesses salines que la nature a accumulées dans ces régions brûlées par les feux du soleil africain.

Bassin diluvien des Zahrez Rharbi et Chergui.

Entre le poste de Guelt-el-Settel et le poste suivant du Rocher-de-Sel, la route carrossable de Boghar à Laghouat traverse le bassin diluvien des Zahrez Rharbi et Chergui. Ce bassin est compris entre les deux chaînes crétacées du djebel Oukeïl et du djebel Sahari, qui ont des directions à peu près parallèles. Il a 120 kilomètres de longueur sur 24 kilomètres de largeur moyenne. Le terrain diluvien s'étend bien au delà des limites est et ouest du bassin des Zahrez, qui ne forme, en quelque sorte, qu'une vaste dépression enclavée dans le diluvium.

Zahrez Rharbi.

Le Zahrez Rharbi (occidental) a 40 kilomètres de long sur 8 kilomètres de largeur moyenne. Il renferme en hiver une nappe d'eau très-fortement salée qui s'élèverait, dit-on, jusqu'à 3 mètres au centre du lac. Cette eau s'évapore pendant l'été, et il ne reste alors qu'une vaste nappe de sel dont l'épaisseur augmente jusqu'au centre du lac, où elle est de $0^{m},70$, d'après M. le général de Linières et M. Bonduel, chirurgien militaire.

La composition des eaux salées recueillies à diverses époques est indiquée dans les tableaux A et B, analyses nos 4 et 5 (voir p 374).

Celle du sel est indiquée tableau C, analyse n° 12 (p. 376).

Le 6 novembre 1855, la plus grande partie du sel du Zahrez Rharbi avait été dissoute par les eaux de pluies tombées au commencement de l'automne. Cependant il restait encore sur les bords du lac un dépôt de cristaux de sel marin affectant la forme de trémies, de 6 à 8 millimètres de côté. Ce sel est d'une grande pureté, ainsi que l'indique l'analyse n° 1. Il renferme, en effet, 0,9842 de chlorure de sodium. Il est recueilli par les Arabes qui campent à proximité des bords du lac, et sert pour leurs besoins domestiques, mais il n'est pas l'objet d'une extraction considérable. L'eau salée qui surnageait ce sel, le 6 novembre 1855, n'est déjà plus saturée de chlorure de sodium, dont elle renferme, au reste, une très-grande quantité (243^{g},050 par kilogramme d'eau). Cette eau est dix fois plus salée que l'eau de mer, aussi ne contient-elle pas d'animaux vivants. Si l'on compare sa composition avec celle du sel, on reconnaît que le rapport entre le poids des sels de magnésie et celui du chlorure de sodium est bien plus considérable dans l'eau salée que dans le sel lui-même; ce qui s'explique par la grande solubilité des sels de magnésie. Le sulfate de chaux est plus abondant que le sulfate de magnésie dans le sel cristallisé, et c'est l'inverse qui arrive dans l'eau salée. Cela vient de ce que le sulfate de chaux est beaucoup moins soluble que le sulfate de magnésie; dès lors, il se précipite en même temps que le chlorure de sodium, tandis que le sulfate de magnésie reste presque entièrement en dissolution.

Le 3 décembre 1855, nous avons traversé l'extrémité orientale du lac, et nous n'avons trouvé dans toute sa largeur qu'une lame d'eau fortement salée de 2 centi-

mètres de hauteur au plus. Comme il avait plu plusieurs jours auparavant, les affluents du Zahrez y avaient apporté d'assez grandes quantités d'eau douce, et c'est ce qui rend compte de la différence de composition existant entre les eaux n°s 4 et 5. Ainsi le sel marin a diminué à peu près dans le rapport de 3 à 2. Les sels solubles de magnésie ont aussi diminué; les carbonates terreux, le fer et la silice gélatineuse ont au contraire augmenté d'une manière sensible. Ces carbonates ont été apportés par les eaux de pluies. On sait, en effet, que les eaux douces renferment, en général, des carbonates terreux en quantité plus ou moins considérable tenus en dissolution par un excès d'acide carbonique. Lorsque ces eaux se rendent dans un bassin fermé et qu'elles sont soumises à un ballottement continuel par l'action des vents, l'acide carbonique se dégage et les carbonates terreux se déposent. C'est ce qui explique pourquoi l'eau recueillie le 6 novembre 1855, après une assez longue période de jours sans pluie, ne renferme pas de quantités notables de carbonates terreux.

Source d'eau douce de Macta-Djedean.

Sur le tiers de sa longueur à partir de l'ouest, le Zahrez Rharbi peut être traversé à gué. Ce gué, qui porte le nom de Mocta-Djedean, est remarquable, parce qu'il présente en son milieu une source d'eau douce jaillissante en été à travers la croûte de sel qui tapisse le fond du lac.

Source d'eau douce d'Aïn-Sebakh.

Nous avons vu également une source d'eau douce, Aïn-Sebakh, à l'extrémité orientale du lac. Cette source, qui est due sans doute aux mêmes causes que celle de de Mocta-Djedean, s'échappe d'un dépôt assez considérable de gypse farineux de la période quaternaire, et qui rend le sol poli comme une glace.

Il est probable qu'il existe autour du Zahrez Rharbi, et dans la cuvette même de ce lac, de nombreux dépôts

de même nature. Les sources d'eau douce paraissent abondantes sur les bords du Zahrez. En plusieurs endroits, nous avons observé à la surface du sol des bouquets de joncs indiquant la présence de l'eau à une faible profondeur. D'après la carte au $\frac{1}{400000}$, il y a une source d'eau douce à Hamia-Chergui, à l'extrémité orientale du lac, et une source saumâtre à Hamia-Rharbi, sur le bord méridional. Toutes ces sources peuvent être considérées comme des espèces d'eaux jaillissantes diluviennes.

Les bords du Zahrez Rharbi ne sont nullement escarpés, du moins à son extrémité orientale. On arrive au lac par une pente presque insensible, comme pour le grand Sebkha des environs d'Oran.

Zahrez Chergui.

Le Zahrez Chergui (oriental) a 36 kilomètres de long sur 14 kilomètres de largeur moyenne. Ce lac, de même que le Zharez Rharbi, contient une nappe d'eau très-fortement salée. Cette eau ne renferme pas d'animaux vivants. Elle recouvre un dépôt de sel cristallisé en trémies, et servant aux besoins des Arabes campés sur les bords du lac.

La composition de l'eau du Zharez Chergui est indiquée dans les tableaux A et B, analyses n°s 6 et 7 (p. 374).

Celle du sel est indiquée dans le tableau C, analyse n° 13 (p. 376).

En comparant ces analyses, on arrive aux mêmes conclusions que pour l'eau et le sel du Zahrez Rharbi, en ce qui concerne les proportions respectives des diverses substances salines. Ainsi, les sels de magnésie sont proportionnellement plus abondants dans l'eau salée que dans le sel cristallisé. Le sel du Zahrez Chergui est aussi pur que celui du Zahrez Rharbi. L'eau du Zahrez Chergui présente à peu près le même degré de salure et la même composition que l'eau du Zahrez

Rharbi recueillie à la même époque. Les différences les plus notables portent sur le sulfate de chaux :

1 kil. d'eau du Zahrez Chergui renferme	$5^{g},130$	de sulfate de chaux.
1 kil. d'eau du Zahrez Rharbi renferme	$1^{g},940$	

Or un gramme de sulfate de chaux supposé anhydre se dissout, d'après Thénard, dans 460 fois son poids d'eau pure; $4^{g},130$ exigeront donc $1.899^{g},80$ d'eau pure. Comme ils se trouvent dissous dans un kilogramme d'eau salée contenant $738^{g},56$ d'eau pure, on voit que la présence des sels a augmenté la solubilité du sulfate de chaux dans le rapport de 1.899,80 à 738,56, ou de 2,57 à 1.

Pour l'eau salée du Zahrez Rharbi, la solubilité du sulfate de chaux, relativement à celle dans l'eau pure, n'est augmentée que dans le rapport de 1,22 à 1.

Le fond de ce lac est très-vaseux, de sorte qu'il est impossible d'y pénétrer en hiver, soit à pied, soit à cheval. En été, il se forme sur le fond du lac une croûte de sel que l'on prétend n'être pas solide, et ne pouvoir supporter sans se rompre le poids des chevaux. Cependant la grande richesse en sel marin des eaux du lac nous donne lieu de penser que cette assertion n'est vraie que pour certains points du lac où le sel n'aurait pas une très-grande épaisseur, et que dans les parties centrales il doit se produire une nappe saline aussi épaisse et aussi solide que dans le Zahrez Rharbi.

Nous avons placé dans les tableaux A et B les analyses des eaux salées du lac d'Arzeu et du Sebkha d'Oran. Il est facile de voir que ces eaux ont une grande analogie de composition avec celles qui ont été recueillies dans les Zahrez en novembre 1855. On peut résumer ces diverses analyses de la manière suivante.

SUBSTANCES.	EAU du Zahrez Rharbi recueillie en novembre 1855 (1)	EAU du Zahrez Chergui recueillie en nov. 1855. (2)	EAU du lac salé d'Arzeu recueillie le 28 janv. 1848. (3)	EAU du grand sebkha d'Oran recueillie le 20 nov. 1848 à la hauteur du camp du Figuier. (4)
	gr.	gr.	gr.	gr.
Chlorures.	251,915	248,180	184,376	103,4870
Sulfates.	16,826	13,260	5,0280	10,2650
Carbonates.	traces.	traces.	traces.	»

La différence qui existe entre les degrés de salure provient de ce que les eaux salées du lac d'Arzeu et du sebkha d'Oran ont été recueillies au milieu de la saison pluvieuse, ce qui a notablement diminué leur teneur en sels divers.

De même que pour l'eau du Zahrez Chergui, les eaux salines (3 et 4) contiennent une proportion de sulfate de chaux de beaucoup supérieure à celle qui peut saturer 1 kil. d'eau distillée.

L'analogie de composition entre les eaux salées de ces différents lacs peut faire supposer que la salure des eaux est due à la même cause. Nous reviendrons sur cette question lorsque nous aurons fait la description des gîtes de sel gemme du Djebel Sahari et d'Aïn Hadjera.

Quantité totale de sel contenue dans les Zahrez.

Dans son mémoire sur les gisements de muriate de soude de l'Algérie, inséré dans le tome IX des *Annales des mines*, 4e série, M. l'ingénieur en chef des mines Fournel évalue par renseignement à $0^m,83$ en moyenne la hauteur de sel uniformément répartie sur toute la surface du Zahrez Rharbi, pendant le mois d'avril, alors qu'il n'y a plus d'eau dans le lac. En admettant avec M. Fournel 12 lieues de longueur et 2 lieues de large, on aurait donc 127 milliards de mètres cubes de sel, plus de 250 millions de tonneaux n'exigeant, pour être enlevés, que des frais assez minimes.

D'après la carte au $\frac{1}{400\,000}$, publiée en 1852 par le dépôt de la guerre, le Zahrez Rharbi a 40 kil. de long sur 8 kil. de largeur moyenne, ce qui diffère peu des évaluations de M. Fournel. Un mètre cube d'eau salée, contenant par kilogramme 270 grammes de sels et pesant 1.215 kil., abandonnera par l'évaporation 328 kil. de sels divers, dont la densité moyenne peut être évaluée à 2,000. Répartis sur une surface d'un mètre quarré, ces sels produiront une couche saline de $0^m,164$ de hauteur. Une hauteur moyenne de 2 mètres d'eau salée donnerait par l'évaporation une couche de sel de $0^m,328$ de hauteur. La profondeur maximum qu'on nous a indiquée au centre du lac est de 5 mètres; aussi une lame moyenne d'eau de 2 mètres pour toute la surface du lac est peut-être exagérée. Cependant l'estimation approximative de la richesse saline indiquée par M. Fournel ne nous paraît pas devoir s'éloigner beaucoup de la vérité. Nous avons évalué à 1.300.000 tonnes la quantité totale de sel contenue en 1848 dans la saline d'Arzeu. Ainsi, la quantité de sel contenue dans le Zahrez Rharbi serait 192 fois environ plus considérable que celle qui se trouve dans la saline d'Arzeu.

Le Zahrez Chergui a une superficie de 504 kil. quarrés. En admettant qu'il s'y forme en été une couche de sel d'une épaisseur moyenne de $0^m,33$ comme dans le Zahrez Rharbi, ce lac contiendrait 332 millions de tonnes de sel, c'est-à-dire un peu plus que le Zahrez Rharbi. Les deux Zahrez constituent deux dépressions voisines, de forme à peu près semblable, dans le même bassin géographique et géologique. La salure de leurs eaux, recueillies à la même époque, est la même; aussi l'on peut admettre, sans crainte d'erreur sensible, que leurs profondeurs moyennes diffèrent peu l'une de l'autre.

D'après cela, il est probable que l'évaluation approximative que nous donnons pour la quantité totale de sel contenue dans le Zahrez Chergui ne diffère pas beaucoup de la vérité.

On voit par ce qui précède que les deux Zahrez renferment d'immenses quantités de sel et pourraient donner lieu à un commerce d'exportation considérable.

Pour que l'exploitation coûtât le moins possible, on devrait la faire à la fin du printemps, alors que la plus grande partie de l'eau, sinon la totalité, aurait été évaporée par l'action de la chaleur solaire. Dans l'état actuel des choses, ces salines naturelles ne servent guère que pour la consommation des Arabes campés sur leurs bords.

La route qui mène à Djelfa passe entre ces deux salines, à une assez grande distance des points où l'extraction pourrait se faire avec quelque avantage, et comme cette route côtoie le pied du rocher de sel du djebel Sahari, les caravanes qui la parcourent aiment mieux s'approvisionner de sel au rocher même qui est un lieu d'étape. Elles n'ont ainsi aucun dérangement dans leur marche. Pour que l'exploitation des Zahrez pût se faire avec quelque avantage, il faudrait créer de nouveaux débouchés à ses produits. Cela ne pourra se faire qu'au moyen d'un chemin de fer qui s'embrancherait sur le réseau décrété dans le tell algérien par le décret impérial du 8 avril 1857. L'embranchement des Zahrez partirait d'Amoura, remonterait la vallée du Chélif jusqu'au pied de Boghar et suivrait ensuite le tracé de la route carrossable actuelle de Boghar à Laghouat jusqu'au centre de la plaine des Zahrez. Il n'y aurait de véritable difficulté d'exécution que dans le parcours de la vallée du Chélif. Le chemin de fer des Zahrez aurait une longueur totale d'environ 160 kil.

On peut supposer approximativement que le prix de revient du kilomètre sera de 100.000 fr. pour une seule voie ferrée. D'après cela, l'embranchement des Zahrez coûterait 16 millions, chiffre assez élevé pour qu'on ajourne l'exécution du projet. Si le chemin de fer central remontait jusqu'auprès de Boghar, l'embranchement sur les Zahrez deviendrait plutôt exécutable, parce qu'il n'aurait à traverser qu'un terrain presque plat, sans aucune difficulté notable. Ce chemin aurait 100 kil. environ de longueur, qui, à raison de 50.000 fr. le kilomètre, coûterait 5 millions, et permettrait d'alimenter les principaux centres qui seront répartis sur la voie ferrée centrale allant d'Oran à Constantine, lorsque la population européenne sera devenue plus compacte en Algérie; à l'exploitation des salines, on pourrait joindre alors celle des gîtes de sel gemme du Ran-el-Melah et d'Aïn Hadjera.

Il est peu probable que les sels des Zahrez puissent être utilisés par le commerce d'exportation par la voie de mer. En effet, pour arriver à Alger, ces sels devraient parcourir environ 273 kil., et à raison de 0f,10 par tonne et par kilomètre, ils seraient grevés de 27f,30 de frais de transport par tonne. Comme les salines de la Méditerranée livrent aujourd'hui le sel à raison de 10 fr. la tonne, il serait impossible de leur faire concurrence au moyen des sels du bassin des Zahrez. Ceux-ci ne nous paraissent susceptibles d'emploi que dans la consommation africaine, et leurs débouchés ne seront considérables que dans un avenir, sans doute, assez reculé.

A partir de Guelt-el-Settel, la route carrossable descend dans le bassin des Zahrez et suit d'abord la vallée de l'oued Kaïder, qui aboutit dans le Zahrez Rharbi. Cette vallée est d'abord assez prononcée, elle s'efface

ensuite petit à petit et donne lieu à une vaste plaine uniforme dont le fond, légèrement déprimé, est couvert d'une végétation plus active qu'ailleurs. Celle-ci est formée d'alpha et d'une petite plante grasse qui est broutée par de nombreux chameaux. Le sol se compose de sables quartzeux jaunâtres, assez consistants, qui sont des débris des couches de grès du djebel Kaïder, prolongement du djebel Oukeïl. A 8 kil. du caravansérail de Guelt-el-Settel, le terrain devient assez ferme, blanchâtre et farineux. Au premier abord, il nous a paru semblable au sol gypseux des environs de la Senia, sur les bords du grand sebkha d'Oran. Sa composition est indiquée dans le tableau D, analyse n° 20 (p. 377). Elle montre en effet que la roche est très-riche en sulfates de chaux et de magnésie.

Poste d'El Messerar.

En approchant d'el Messerar, poste situé au milieu du bassin des deux Zahrez, le terrain devient éminemment sablonneux, et l'on aperçoit devant soi un long cordon blanc, qui paraît indiquer une ligne de niveau commune aux deux cuvettes des Zahrez, comme si, primitivement, ils n'avaient formé qu'un seul et même bassin. L'évaporation, combinée avec un changement dans le régime des eaux affluentes, aurait, dans ce cas, produit à la longue la séparation des deux Zahrez par suite d'un léger bombement du sol, qui aurait existé primitivement, suivant l'axe transversal de la cuvette commune. Ce cordon blanc est formé par une ligne de dunes de sable qui a 1.000 mètres environ de large et 2 à 3 mètres de hauteur au-dessus de la plaine diluvienne inclinée de 2° à 3° vers le centre du bassin général des Zahrez. L'administration de la guerre a fait creuser cinq ou six puits au milieu de ces dunes, à l'ouest de la route, et a trouvé de l'eau à 2 ou 3 mètres de profondeur.

Dunes de sables avec sources au sud d'El Messerar.

Une fontaine naturelle se trouve dans ces dunes à l'est de la route, et les Arabes de la localité assurent qu'on avait creusé de ce côté des puits qui avaient donné de l'eau. Ces puits, n'étant pas entretenus, ont été comblés par les sables entraînés par les vents. Les nouveaux puits que l'on creuse aujourd'hui serviront à abreuver les troupeaux qui broutent l'herbe et le chiah dans les bas-fonds environnants. Les sables des dunes servent de barrage pour les eaux superficielles venant de sud. En outre, ils s'imbibent de l'eau de pluie qui tombe sur eux directement, et ils l'instillent ensuite goutte à goutte à la surface du terrain diluvien argilo-sableux qui est au-dessous. C'est donc grâce à ce sable que l'on trouve sous les dunes des puits aquifères à une faible profondeur.

Le poste d'el Messerar est situé en dehors et un peu au nord des dunes. On y boit l'eau des redirs voisins. On a creusé auprès du poste plusieurs puits de 10 à 12 mètres de profondeur. Ces puits sont arrivés dans le roc dur après avoir traversé : 1° 1 à 2 mètres de sable, 2° des assises argilo-sableuses. Ils ont fourni de l'eau saumâtre; aussi ne les a-t-on pas entretenus, et ils sont aujourd'hui presque entièrement comblés par les sables que les vents y poussent. En examinant les débris accumulés autour de ces puits, nous avons observé une roche qui s'égrène facilement sous la pression des doigts. Elle nous a paru être du grès crétacé analogue à celui de Guelt-el-Settel. S'il en était ainsi, le terrain diluvien n'aurait au centre du bassin qu'une épaisseur de 5 à 6 mètres, ce qui correspond au bombement qui sépare les cuvettes actuelles des deux Zahrez. Dans ce cas, on aurait bien peu de chance de trouver des eaux jaillissantes au milieu des couches quaternaires sur la ligne de faîte qui sépare les deux

Zahrez, et il faudrait pousser jusque dans le terrain crétacé pour avoir quelques chances de trouver des nappes jaillissantes. Du reste, il suffirait de rapprocher le poste des dunes de sables pour se procurer de l'eau potable de bonne qualité, au moyen des puits creusés dans ces dunes.

Au delà des dunes d'el Messerar, le terrain diluvien devient de plus en plus ferme à mesure qu'on se rapproche de la vallée de l'oued Melah, affluent du Zahrez Rharbi. Les berges de cette rivière sont escarpées de 3 à 4 mètres, un peu rougeâtres et sablonneuses à la partie supérieure. A $0^m,30$ au-dessous de la surface, elles présentent des assises blanchâtres argilo-calcaires. On y reconnaît de très-petits cristaux de sulfate de chaux et de fer micacé et des débris de roches de couleur bleue ou violacée, ce qui fait présumer la proximité de roches gypseuses métamorphiques.

1° Étude géologique. Rocher de sel du djebel Sahari.

Le rocher de sel du djebel Sahari (Kh'aneg-el-Melah, et par corruption Rang-el-Melah) est situé à l'entrée de la chaîne secondaire du djebel Sahari, sur la rive droite de l'oued Melah, à 23 kil. sud du poste militaire de Djelfa. Il est très-remarquable par les dentelures qu'il présente au voyageur arrivant par le nord. Ces dentelures différencient la montagne de sel des crêtes qui s'étendent à l'est et à l'ouest et qui sont légèrement ondulées. Aussi l'on est porté tout d'abord à considérer le petit massif du rocher de sel comme le résultat d'un soulèvement particulier, et une étude plus approfondie des lieux conduit ensuite à la même conclusion. Les premières roches qu'on rencontre en abordant, par la route de Laghouat, le pied de cette chaîne sont formées par un poudingue très-dur composé de débris de quartzite gris clair à l'intérieur, brun à la surface, de schiste satiné verdâtre, de cal-

caire bleu. Tous ces débris proviennent des terrains secondaires, et le poudingue lui-même appartient à la craie chloritée. Il est associé à des marnes schisteuses dans lesquelles M. Renou a été assez heureux pour trouver les fossiles suivants :

Ammonites Fourneli.	(Deshayes.)
Belemnites semi-canaliculatus.	*Id.*
Hemiaster Fourneli.	*Id.*

Ce poudingue, dont les couches plongent fortement au nord, forme aux yeux de l'observateur un écran qui cache le gîte de sel proprement dit. Ce gîte occupe une surface à peu près circulaire de 4 à 500 mètres de diamètre et de 40 à 50 mètres de hauteur au-dessus du niveau de l'oued Melah. Il est vraiment très-curieux à voir, et l'on a peine, au premier aspect, à se rendre bien compte de sa véritable manière d'être. La présence du sel est signalée par un ruisseau traversé par la route, et dont les eaux salées se déversent dans l'oued Melah en coulant de l'est à l'ouest. Si l'on remonte ce ruisseau, on arrive, après un parcours irrégulier d'environ 200 mètres, au cœur même de la masse saline. A la partie supérieure de son cours, ce ruisseau est encaissé dans des berges à pic de 3 à 4 mètres de hauteur et de 2 à 3 mètres de large, composées d'un magma argileux, de couleur variable (violacée, jaunâtre, rougeâtre) et contenant des débris à angles vifs d'une roche assez dure, à texture compacte, présentant les diverses teintes de violet, bleu, vert. Un simple examen physique fait sur place peut faire supposer que ces débris ont été arrachés à une couche calcaire, et ont été colorés par quelque oxyde métallique; mais l'étude chimique de ces échantillons vient contredire cette manière de voir, et prouve que ce sont

des combinaisons en proportions diverses de silicate d'alumine et de silicate de protoxyde de fer, de magnésie et de chaux. Nous reviendrons plus tard sur les analyses de ces roches.

Le bouillon de la source salée (source n° 1) se trouve sous la masse de sel gemme, dans une légère dépression du sol. Son débit était d'un demi-litre environ par seconde le 1er novembre 1855. Il varie beaucoup selon l'abondance des eaux pluviales, c'est indiqué par les sables fins et les dépôts de sel qui couvrent son lit. L'évaporation spontanée produit sur ses bords des croûtes dont l'épaisseur peut s'élever à 5 centimètres.

L'eau que nous avons recueillie renfermait 259g,200 de chlorure de sodium par kilogramme.

Au-dessus de la source, le sel présente des escarpements à ciel ouvert, dont la hauteur s'élève jusqu'à 15 mètres. Il n'est pas régulièrement stratifié. Il constitue une masse informe à surface supérieure irrégulière, recouverte par un magma argilo-gypseux de 15 mètres environ d'épaisseur sans stratification apparente et dont le relief extérieur est également fort irrégulier. Cette masse de sel et d'argile est déchiquetée comme à plaisir; de tous côtés, des pointes argileuses s'élèvent vers le ciel. Si l'on se hasarde sur les contre-forts qui relient ces aiguilles les unes aux autres, la course devient assez périlleuse, surtout quand le terrain a été rendu glissant par la pluie. Outre les déchirures et les ravinements produits par les agents atmosphériques, il y a dans toute cette masse des entonnoirs de forme conique renversée et des cavités plus ou moins irrégulières qui menacent à chaque instant d'engloutir l'explorateur trop imprudent. On prétend que plusieurs soldats ont trouvé la mort dans

ces vides souterrains dont la profondeur est inconnue. Les entonnoirs, en forme de cône renversé, proviennent de l'éboulement des parties en surplomb, quand il s'est produit en dessous de vastes cavités par suite de la dissolution que les eaux souterraines exercent sur le sel gemme. Plusieurs d'entre eux sont remplis d'eau salée ; d'autres sont à sec et ont 8 à 10 mètres de creux. Ces effondrements en entonnoirs déterminent en même temps des fractures irrégulières qui s'étendent à des distances et des profondeurs plus ou moins considérables, et qui sont ensuite agrandies par l'action dissolvante que les eaux de pluie exercent sur les parois de ces fractures. Celles-ci sont recouvertes souvent de belles stalactites de sel blanc d'une grande pureté chimique.

Le sel en roche n'est pas toujours très-pur ; il est gris généralement et souillé par de petites nodules de roche argileuse. On y remarque une série de zones parallèles en zigzag nuancées de diverses teintes.

A l'origine de la source n° 1 se trouve une espèce de cirque (Pl. III, *fig.* 7, *a*), dont les eaux superficielles se déversent dans l'oued Melah par le cours de la source salée n° 1. Ce cirque est d'un accès assez difficile, à cause de l'encaissement de la partie supérieure du lit de la source. Tout à côté et au sud se trouve un deuxième cirque (*b*) beaucoup plus vaste que le premier, et dont l'accès est très-facile ; il est de forme circulaire et présente à sa base un diamètre de 100 mètres de longueur. Les eaux salées qui s'en échappent viennent se réunir à celles de la source n° 1, à la partie inférieure du cours de cette dernière, ainsi que l'indique la *fig.* 7. Ce cirque n'est pas à fond plat ; de tous côtés se dressent des aiguilles de sel gemme qui se réunissent par la base et qui ont des hauteurs variables de 4 à

8 mètres. Sur les bords de l'entonnoir, le sel se montre à découvert sur une hauteur verticale qui s'élève à 30 ou 40 mètres. Il n'y a ici qu'une très-petite épaisseur de magma argileux au-dessus de la masse du sel gemme, qui peut être exploité à ciel ouvert avec la plus grande facilité. Les parois qui limitent le fond de l'entonnoir s'élèvent, par une pente très-roide, jusqu'au point culminant du rocher de sel. En ce point, le sel gemme est recouvert par une calotte de roches stratifiées de 3 à 4 mètres d'épaisseur. Il ne nous a pas été possible d'arriver jusqu'à cette calotte; mais en examinant les blocs qui en provenaient et qui avaient roulé sur les parois de l'entonnoir, nous avons reconnu qu'ils sont formés presque entièrement de gypse blanc ou rouge régulièrement stratifié. Dans certains échantillons, des bandes de gypse alternent avec des bandes de calcaire gris, compacte, identique d'aspect à celui qu'on trouve dans les terrains secondaires. Il se pourrait, en raison de sa situation, que ce gypse provînt de la transformation du calcaire crétacé par des vapeurs d'acide sulfurique hydraté. De même que dans le cirque (*a*), on reconnaît dans le cirque (*b*) que le sel n'est pas régulièrement stratifié. Il présente également des zones parallèles de 3 à 4 millimètres de large, nuancées de teintes légèrement différentes et qu'on peut prendre au premier abord pour des couches. Ce sel contient à la surface de nombreux petits débris de roche violette, verte, rouge; mais à l'intérieur, il est plus pur. Sa couleur est tantôt grise, tantôt verte, et rarement blanche.

A l'ouest de l'entonnoir ou cirque (*b*) se trouve un troisième cirque (*c*) à fond plat, de 50 mètres de diamètre, traversé par une source salée débitant un quart de litre environ par seconde. La source jaillit du milieu

du sel gemme, qui est ici recouvert presque partout par le magma gypseux. Elle va se jeter dans le lit de la source n° 1.

Cette source reçoit sur la rive gauche une autre source salée (*d*) qui est fortement encaissée entre des débris du terrain crétacé formant deux collines allongées du sud au nord. La petite vallée qui en résulte a 100 mètres environ de longueur. Les débris crétacés se composent principalement de calcaire zoné, subcristallin, de plusieurs mètres cubes de volume, ayant une couleur café au lait clair. Dans le lit même du ravin, les blocs qui sont lavés par les eaux salées ont une teinte extérieure vert clair, qui est due certainement à l'action de ces eaux. On ne voit point de sel gemme au point d'émergence de la source saline (*d*).

La réunion de toutes les sources salées, sortant des entonnoirs *a*, *b*, *c*, *d*, produit le ruisseau salé que traverse la route de Laghouat. Au point de passage, il ne coulait pas d'eau le 1er novembre 1855; à cause de la nature argilo-sableuse du lit, presque toute l'eau saline était absorbée et ne pouvait arriver dans le lit de l'oued Melah que par des infiltrations souterraines. A la surface du lit, on remarquait de nombreuses traînées noires de fer oligiste, en paillettes micacées, provenant du lavage des détritus de la marne argilo-gypseuse.

Une cinquième source salée s'échappe du bord méridional du rocher de sel et va se jeter dans l'oued Melah en coulant à peu près du nord au sud. Elle émerge au pied d'un escarpement de sel gemme de 8 mètres de haut sur 20 mètres de large.

Les observations faites sur le rocher de sel, aux extrémités d'un même diamètre, montrent que le sel gemme existe probablement d'une manière continue à

la base du gîte, et que s'il ne se montre pas partout, c'est parce qu'il est caché par le magma argilo-gypseux. La source n° 5 débite au bouillon un tiers de litre au plus par seconde. Sa température était de 18°,50, celle de l'air extérieur étant de 9° le 1er novembre 1855, vers huit heures du matin. Cette observation est en tout comparable à celle que nous avons faite sur l'eau du puits d'Aïn-Ousserah. Elle indique que la source salée n° 5 n'est pas de l'eau thermale et qu'elle possède la température ordinaire des eaux d'infiltrations qui circulent à une faible profondeur au-dessous du sol. Il en est de même pour les autres sources salées, dans lesquelles nous nous sommes contenté de plonger la main. Au sortir du bouillon, la source n° 5 traverse une espèce de cirque à fond plat (*e*) de 50 mètres environ de diamètre.

Une sixième source partie d'un autre point de la circonférence du cirque du côté nord-est, vient se réunir à la cinquième. Elle débite un quart de litre environ par seconde. Elle présente une origine très-remarquable. Elle sort d'un entonnoir particulier de 8 mètres de diamètre et dont le fond est rempli d'eau salée sur plusieurs mètres de hauteur. Cet entonnoir est placé dans le sel gemme lui-même, de telle sorte que l'action dissolvante des eaux doit tendre à augmenter incessamment sa profondeur.

Il y a deux terrains d'âge différent qui se relèvent autour du rocher de sel.

Si l'on examine avec soin les couches stratifiées qui entourent le gîte de sel gemme, on reconnaît bientôt qu'il y a deux terrains d'âges différents qui lui forment une double enveloppe. Nous n'avons pas trouvé de fossiles nous-même dans ces terrains, mais il est facile de les distinguer l'un de l'autre par des différences bien tranchées de leurs caractères minéralogiques. Le terrain supérier règne d'une manière à peu près continue

à l'est, au sud et à l'ouest du pourtour du gîte. Il se compose de bancs alternatifs de grès jaunes friables et de poudingues faciles à désagréger.

Terrain tertiaire moyen redressé autour du rocher de sel.

Ces roches sont identiques d'aspect à celles du terrain tertiaire moyen des environs de Boghar et d'Aïn-Seba ; aussi nous leur assignerons le même âge géologique. Les grès sont à grains quartzeux et à ciment marneux jaunâtre ou rougeâtre, surtout auprès du sel. Le poudingue renferme de nombreux galets de calcaire subcristallin, café au lait clair, dont on voit des couches en place dans le terrain secondaire du djebel Oukeïl.

Vers le nord-est, les couches tertiaires se redressent contre la masse salifère et sont horizontales à une faible distance. Au sud-ouest, le long de la rive droite de l'oued Melah qui vient baigner le pied du rocher de sel, les couches tertiaires sont redressées presque verticalement contre la masse saline, et plongent cependant aussi au nord-est (Pl. III, *fig.* 6).

Au sud-est dans le cirque (*e*) les couches tertiaires se relèvent contre le bord extérieur de la masse salifère, et un arrachement a déterminé dans ces couches la formation du cirque (*e*) ainsi que l'indique le croquis (Pl. III, *fig.* 2). Le sommet (*a*), de la crête tertiaire s'élève à 8 ou 10 mètres au-dessus du fond du cirque dans lequel on remarque les affleurements parallèles des couches de grès et de poudingues. Ces couches sont dirigées N. 115° E. *m* et plongent au S. 25° O. *m* sous un angle qui se rapproche d'autant plus de la verticale qu'on est plus voisin du gîte de sel.

Au contact de ce dernier, les couches tertiaires plongent même un peu au N. 25° E. *m*, par suite d'une inflexion verticale (Pl. III, *fig.* 3). La stratification qui en résulte semble avoir été communiquée à la zone de

contact du magma gypsosalifère sur 3 à 4 mètres de large ; mais au delà toute stratification cesse sur le magma.

Le terrain secondaire se montre au jour en contact immédiat avec la roche salifère, sur le côté nord du pourtour de cette dernière. Il commence à la partie inférieure par le conglomérat formé de débris de roches secondaires et dont on a déjà parlé au commencement cet article. Les couches de ce poudingue sont relevées par la masse de sel gemme, ainsi que l'indique la *fig.* 4, Pl. III. Elles supportent en stratification concordante des couches de quartzites très-durs, d'un gris clair en dedans, brun au dehors, ayant chacune 1 à 2 mètres de puissance. Sur le prolongement du rideau que ces poudingues déploient à la surface de la masse salifère, on observe des assises presque verticales de calcaire gris bleuâtre très-compacte avec bancs de marnes schisteuses et de quartzite intercalés. Ces roches ont le *facies* des roches crétacées de la Chiffa. Nous avons mentionné, page 364, les fossiles trouvés au rocher de sel par M. Renou ; ils indiquent que les marnes secondaires encaissantes appartiennent à la craie chloritée. Tout près du contact du magna salifère nous avons observé dans les marnes crétacées un filet de pyrite de cuivre de 2 à 3 millimètres d'épaisseur. Ces marnes sont elles-mêmes recouvertes de taches vertes de carbonate de cuivre. Ces indices cuprifères paraissent n'avoir aucune suite en profondeur. Le gardien du poste du rocher de sel y a exécuté quelques fouilles qu'il a abandonnées à cause du peu d'importance du gîte.

Filets de pyrite de cuivre dans les marnes crétacées qui encaissent le rocher de sel.

Au milieu du magma gypsosalifère, on remarque aussi des enclaves de calcaire secondaire noir, en couches régulières et presque verticales telles que *ab* (*fig.* 5, Pl. III). Ce sont des coins qui n'ont aucun rapport de

stratification avec le magma gypsosalifère que l'on sait n'être point stratifié.

Le terrain diluvien entoure la base du rocher de sel.

Le terrain diluvien, formé d'une carapace calcaire jaunâtre, constitue une troisième enveloppe autour du rocher de sel. A l'est il recouvre le terrain tertiaire moyen et remplit un col assez large dont les eaux se déversent au nord dans le bassin des Zahrez, et au sud dans l'oued Melah. Au nord il remplit également le fond d'un ravin qui sépare le terrain secondaire servant de manteau au rocher de sel, d'un mamelon tertiaire allongé de l'est à l'ouest. Un petit affleurement de magma argilogypseux se trouve sur la rive gauche de ce ravin entre les terrains tertiaire et secondaire. Le terrain diluvien ne présente pas de trace apparente d'un dérangement violent comme les terrains secondaire et tertiaire. En l'étudiant dans la vallée de l'oued Melah, on reconnaît qu'il renferme de nombreux débris du gîte salifère, tels que paillettes de fer oligiste micacé, cristaux de gypse, roches vertes, violettes, jaunâtres. Aussi paraît-il probable que ce diluvium est postérieur à l'apparition de la masse gypsosaline.

Une coupe complète menée du nord-est *magnétique* au sud-ouest *m*, à travers la masse saline, donnerait la *fig.* 6, Pl. III. Elle indique la disposition des trois terrains stratifiés par rapport à la masse gypsosalifère.

Si l'on rapproche tous les faits énumérés dans cet article, savoir : le relèvement très-brusque des couches tertiaires et crétacées qui entourent le rocher de sel, les coins de terrain secondaire enclavés sur différents points de ce rocher et présentant des couches tantôt horizontales, tantôt presque verticales;

Le défaut général de stratification dans la masse argilosalifère, le manque absolu de liaison entre cette masse

et les couches stratifiées de divers âges qui l'enveloppent d'un double manteau ;

La différence frappante qui existe entre le relief extérieur de ces roches stratifiées et le relief extérieur du rocher de sel ;

La constitution intime de la masse argilosalifère qui comprend : 1° à la partie inférieure un amas considérable de sel gemme sans aucune stratification terminé en-dessus par une surface très-irrégulière ; 2° à la partie supérieure, un amas considérable d'argile gypseuse également sans stratification apparente, contenant des débris à angles vifs d'une roche silicatée diversement colorée ;

La présence au milieu du magma argileux, 1° de fer oligiste en paillettes micacées ; 2° de cristaux plus ou moins agglomérés de gypse hydraté ;

La transformation en gypse hydraté de fragments de couches de calcaire secondaire englobés à la surface du magma argileux ;

Enfin l'existence de ces débris de roches silicatées que l'on retrouve dans la plupart des gîtes de plâtre et de dolomies associés à des roches éruptives, telles que diorites, dolérites, gneiss, basaltes, roches silicatées que l'on doit considérer dès lors comme des roches éruptives.

Tous ces faits donnent lieu de penser que le gîte du rocher de sel est le résultat d'une éruption boueuse et saline qui s'est opérée à travers les assises superposées des terrains crétacé inférieur et tertiaire moyen.

Cette éruption s'est produite sur la zone de contact de ces deux terrains, ainsi que cela arrive fréquemment pour les gîtes de plâtre d'origine métamorphique.

Les *fig.* 6 et 7 indiquent d'une manière approximative la disposition respective des divers terrains autour du rocher de sel.

TABLEAU A. — *Sels di*

NOMS DES SUBSTANCES.		EAU DE MER. (1)	EAU du lac d'Arzew, recueillie le 28 janv. 1848, après la dissolution complète du sel déposé en été. (2)	EAU du grand sebkha d'Oran prise à la hauteur du camp du Figuier, recueillie le 20 déc. 1848. (3)	EAU du Zahrez-Rh… recueilli… le 6 nov. 1… après un… … de … jours, sur … bord S.-… du lac. (4)
			gr.	gr.	gr.
Chlorure de sodium. . .	ChNa. .	27,0000	173,6537	98,1830	242,050
— potassium. .	ChK. . .	0,0700	»	»	traces
— magnésium.	ChMg. .	3,6000	8,8585	5,3040	9,865
— calcium. . .	ChCa. .	»	1,8643	»	»
— fer.	Ch³Fe².	»	traces	»	traces
Chlorures.		30,6700	184,3765	103,4870	251,915
Bromure de magnésium.		0,0200	»	traces	»
Sulfate de soude.	So³NaO	»	»	»	»
— magnésie. . .	So³MgO	2,3000	0,2130	5,2090	14,886
— chaux. . . .	So³CaO.	1,4000	4,8150	5,0560	1,940
Sulfates.		3,7000	5,0280	10,2650	16,826
Carbonate de magnésie.	Co²MgO	»	traces	»	traces
— chaux. . .	Co²CaO.	0,0080	»	»	»
Peroxyde de fer.	Fe²O³. .	»	»	traces	»
Phosphates terreux.		»	»	»	»
Silice gélatineuse libre.		»	»	»	»
Résidu insoluble dans l'eau distillée après évaporation à sec de l'eau analysée. . .		0,0030	traces	traces	traces
Matière organique.		»	indéterm.	indéterm.	indéterm.
Total des sels. . . .		34,3730	189,4045	113,7520	268,741
Densité.		»	1,151	1,0904	1,2147
Auteur.			VILLE.	VILLE.	VILLE.

TABLEAU B. — *Rapports de tous les sels a*

	(1)	(2)	(3)	(4)
Chlorure de sodium.	1,0000	1,000	1,000	1,000
— potassium.	0,0026	»	»	»
— magnésium.	0,1338	0,051	0,054	0,036
— calcium.	»	0,011	»	»
— fer.	»	»	»	»
Bromure de magnésium.	0,0007	»	»	»
Sulfate de soude.	»	»	»	»
— magnésie.	0,0852	0,001	0,053	0,061
— chaux.	0,0519	0,028	0,051	0,007
Carbonate de chaux.	»	»	»	»
— magnésie.	»	»	»	»
Peroxyde de fer.	»	»	»	»
Phosphates terreux.	»	»	»	»
Silice gélatineuse libre.	»	»	»	»
Total des sels. . . .	1,2738	1,091	1,158	1,104

kilogramme d'eau.

EAU du [...]hrez Rharbi, recueillie [...] 3 déc. 1855 après [...]lusieurs jours de pluie [...]r le bord N.-E. du lac. (5)	EAU du Zahrez Chergui, recueillie le 7 nov. 1855 après une série de beaux jours sur le bord du lac. (6)	EAU de la source salée (a), recueillie le 1er nov. 1855, sur le flanc N.-O. du rocher de sel du djebel Sahari. (7)	EAU de la source salée (c), recueillie le 1er nov. 1855, sur le flanc sud du rocher de sel du djebel Sahari. (8)	EAU de l'oued Melah, recueillie le 2 nov. 1855 à 500 mètres en aval du rocher de sel du djebel Sahari. (9)	EAU de l'oued Melah, recueillie le 2 nov. 1855 à 500 mètres en amont du rocher de sel du djebel Sahari. (10)
gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.
157,143	237,740	259,200	258,000	1,5078	0,3601
traces	»	»	»	»	»
1,807	10,440	0,971	1,670	»	0,0296
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	»	»
158,950	248,180	260,171	254,670	1,5078	0,3897
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	0,2537	»
3,181	9,130	0,496	0,280	0,4674	0,3448
1,326	4,130	0,352	4,600	0,5765	0,6578
4,507	13,260	4,848	4,880	1,2976	0,0026
0,037	traces	0,030	0,026	0,0106	0,0257
0,002	»		0,008	0,1540	0,1280
0,023	»	y compris la silice.	»	»	0,0040
	»	0,030	»	»	»
»	traces	»	0,010	0,0030	0,0040
0,062	traces	0,060	0,044	0,1676	0,1617
indéterminée.	indéterminée.	indéterminée.	indéterminée.	indéterminée.	indéterminée.
163,519	261,440	265,079	259,594	2,9730	1,5540
1,1230	1,2066	1,2057	1,194	»	»
VILLE.	VILLE.	VILLE.	DE MARIGNY.	VILLE.	DE MARIGNY.

[...]hlorure de sodium pris pour unité.

(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)
1,000	1,000	1,000	1,0000	1,000	1,000
»	»	»	»	»	»
0,011	0,044	0,004	0,0066	»	0,082
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	0,168	»
0,020	0,038	0,002	0,0011	0,310	0,958
0,008	0,017	0,017	0,0181	0,382	1,826
	»				
	»				
0,0004	»	0,002	0,00 2	0,111	0,449
	»				
	»				
1,0394	1,099	1,025	1,0260	1,971	4,315

TABLEAU C. — *Analyse de sels marins.*

NOMS DES SUBSTANCES.	SEL BLANC cristallisé provenant de la saline d'Arzeu, recueilli sous une nappe d'eau salée. (11)	SEL BLANC cristallisé provenant du Zahrez Rharbi recueilli sous une nappe d'eau salée. (12)	SEL BLANC cristallisé provenant du Zahrez Chergui recueilli sous une nappe d'eau salée. (13)	SEL GEMME grisâtre provenant du rocher de sel du djebel Sahari. (14)	SEL GEMME blanc grisâtre provenant du rocher de sel du djebel Sahari. (15)	SEL GEMME blanc provenant du rocher de sel du djebel Sahari. (16)	STALACTITE blanche de sel gemme provenant du rocher de sel du djebel Sahari. (17)	DÉPÔT SALIN blanc de la source salée (a) émergeant du flanc N.O. du rocher de sel du djebel Sahari. (18)	SEL GEMME blanc avec cristaux de sel jaunâtre du rocher de sel d'Aïn-Hadjera. (19)
	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.
Chlorure de sodium.	0,9300	0,9842	0,9873	0,9170	0,9573	0,9834	0,9806	0,9735	0,9711
— de magnésium.	0,0084	0,0009	0,0011	0,0013	0,0009	0,0005	0,0010	traces	0,0006
— de calcium. . .	0,0118	»	»	»	0,0019	»	»	»	»
— de fer.	traces	»	»	»	»	»	»	»	»
Chlorures. . .	0,9502	0,9851	0,9884	0,9183	0,9601	0,9839	0,9816	0,9735	0,9717
Sulf. de magnésie. .	0,0010	0,0005	0,0002	0,0016	»	0,0003	»	traces	»
— de chaux.	0,0096	0,0044	0,0048	0,0231	0,0106	0,0060	0,0142	0,0167	0,0087
Sulfates. . . .	0,0106	0,0049	0,0050	0,0247	0,0106	0,0063	0,0142	0,0167	0,0087
Carb. de magnésie. — de chaux. . . . Péroxyde de fer. . . Sable et argile. . . .	»	0,0031	0,0040	0,0541	0,0249	0,0120	0,0004	0,0018	0,0165
Eau combinée. . . .	»	0,0010	0,0010	0,0055	0,0020	0,0010	0,0030	0,0030	0,0020
Eau hygrométrique.	0,0392	0,0060	0,0050	0,0010	0,0050	0,0030	0,0080	0,0040	0,0028
Total.	1,0000	1,0001	1,0034	1,0036	1,0026	1,0062	1,0022	0,9990	0,0012
Auteur. . . .	VILLE.	SIMON.	SIMON.	VILLE.	SIMON.	SIMON.	SIMON.	SIMON.	SIMON.

TABLEAU D. — *Analyse de diverses roches appartenant au rocher de sel et aux terrains encaissants.*

NOMS DES SUBSTANCES.	CARAPACE diluvienne gypseuse de la plaine des Zahrez. (20)	GYPSE ROSE provenant de la transformation du calcaire crétacé du rocher de sel du djebel Sahari. (21)	MARNE schisteuse du terrain secondaire encaissant le rocher de sel du djebel Sahari. (22)	MAGMA argileux associé au sel gemme du djebel Sahari. (23)	SILICATE ROSE à cassure compacte un peu terreuse en fragments disséminés dans le magma argileux du rocher de sel du djebel Sahari. (24)	SILICATE violacé à cassure compacte un peu terreuse en fragments disséminés dans le magma argileux du rocher de sel du djebel Sahari. (25)	SILICATE GRIS violacé à cassure compacte un peu terreuse en fragments disséminés dans le magma argileux du rocher de sel du djebel Sahari. (26)	SILICATE verdâtre à cassure compacte un peu terreuse en fragments disséminés dans le magma argileux du rocher de sel du djebel Sahari. (27)
	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.
Chlorure de sodium. . . .	0,0061	0,0028	traces	0,00583	0,00367	0,01460	0,01550	0,00890
— de magnésium. .	»	»	»	0,02301	»	»	»	»
Chlorures.	0,0061	0,0028	traces	0,02884	0,00367	0,01460	0,01550	0,00890
Sulfate de magnésie. . . .	0,1287	0,0153	»	0,01271	»	»	»	»
— de chaux.	0,4896	0,7779	»	0,01904	0,01489	0,15500	»	»
Sulfates.	0,6183	0,7932	»	0,03175	0,01489	0,15500	»	»
Carbonate de magnésie. .	»	»	0,0120	»	traces	0,02880	0,02070	»
— de chaux. . . .	0,0290	»	0,1730	0,08700	0,01200	0,01800	001200	0,00200
— de fer.	»	»	»	»	»	0,00725	»	0,00400
Carbonates.	0,0290	»	0,1850	0,08700	0,01200	0,05405	0,03270	0,00600
Peroxyde de fer.			»	»	»	»	»	»
Sable quartzeux.			»					
Argile supp. anhydre. Silice combinée. . . .			0,4850			0,48800	0,61270	0,4100
Alumine.			0,1690			0,14700	0,16000	0,20500
Protoxyde de fer. . . .	0,1420	0,0190	0,0538	0,78800	0,95300	0,05760	0,06750	0,07650
— de manganèse.			traces			traces	traces	traces
Chaux.			0,0088			»	»	0,01960
Magnésie.			0,0195			0,02380	0,05800	0,18900
Soude.			0,0460			»	»	»
Eau combinée.	0,2037	0,1780	0,0307	0,05772	0,00900	0,06520	0,05670	0,07200
Eau hygrométrique. . . .		0,0050	0,0080	0,00600	0,00500	0,00700	0,00400	0,00800
Total.	0,9991	0,9980	1,0058	0,99931	0,99756	1,01225	1,00710	0,9950
Densité.	»	»	2,740	»	»	2,575	2,575	2,604
Auteur.	SIMON.	SIMON.	SIMON.	SIMON.	SIMON.	SIMON.	SIMON.	SIMON.

Études chimiques des roches et des eaux du rocher de sel du djebel Sahari.

Nous avons réuni dans les quatre tableaux A, B, C, D toutes les analyses d'eaux et de roches du rocher de sel du djebel Sahari et des terrains environnants, et nous y avons ajouté comme termes de comparaison les analyses de l'eau de mer, des eaux de la saline d'Arzew et du sebkha d'Oran, et l'analyse du sel de la saline d'Arzeu.

Le tableau A montre d'abord que les eaux des lacs salés des provinces d'Alger et d'Oran sont beaucoup plus chargées de matières salines que les eaux de la Méditerranée.

L'eau du Zahrez Rharbi, n° 4, est plus riche en chlorure de sodium et autres matières salines que les eaux des autres lacs.

Les sources salées qui émergent du rocher de sel du djebel Sahari sont encore plus riches en chlorure de sodium que l'eau du Zahrez Rharbi n° 4, mais les proportions des autres sels y sont plus faibles.

On peut résumer de la manière suivante les analyses des eaux salées :

Pour 1,000 *grammes d'eau.*

N° d'ordre.	INDICATION DES EAUX.	CHLORURE de sodium.	AUTRES sels.	TOTAL.	DENSITÉ.
		gr.	gr.	gr.	gr.
1°	Eau de mer.	27,0000	7,3730	34,3730	»
2°	Eau de la saline d'Arzeu, recueillie le 28 janv. 1848..	173,6537	15,7508	189,4045	1,1510
3°	Eau du sebkha d'Oran, recueillie le 30 déc. 1848. .	98,1830	15,5690	113,7520	1,0904
4°	Eau du Zahrez Rharbi, recueillie le 6 nov. 1855. . .	248,0500	25,6910	268,7410	1,2147
5°	Eau du Zahrez Rharbi, recueillie le 3 déc. 1855. . .	157,1430	6,3760	163,5190	1,1230
6°	Eau du Zahrez Chergui, recueillie le 7 nov. 1855. . .	237,7400	23,7040	261,4400	1,2066
7°	Eau de la source (a) du rocher de sel, recueillie le 1er nov. 1855.	259,2000	5,8790	265,0790	1,2057
8°	Eau de la source (b) du rocher de sel, recueillie le 1er nov. 1855.	253,0000	6,5940	259,5940	1,1940

La richesse en chlorure de sodium variant par kilogramme d'eau de 27 grammes à 259gr,2, la richesse en sels d'autre nature varie de 5gr,8790 à 25gr,6910, mais non d'une manière graduelle comme la richesse en chlorure de sodium.

La densité augmente également avec la teneur en sels de toute nature. Il y a cependant quelques faibles exceptions pour les eaux nos 8 et 7.

Pour établir une comparaison plus complète entre toutes les eaux salées, nous avons indiqué dans le tableau B le rapport en poids de chaque combinaison saline au chlorure de sodium pris pour unité. Ce tableau peut se résumer de la manière suivante :

Nos d'ordre des analyses.	DÉSIGNATION DES EAUX SALÉES.	CHLORURE de sodium.	RAPPORT de l'ensemble des autres sels au chlorure de sodium pris pour unité.
		gr.	gr.
7°	Eau de la source (d) du rocher de sel, recueillie le 1er novembre 1855.	1,000	0,0250
8°	Eau de la source (e) du rocher de sel, recueillie le 1er novembre 1855.	1,000	0,0260
5°	Eau du Zahrez Rharbi, recueillie le 3 décembre 1855.	1,000	0,0394
2°	Eau du lac d'Arzeu, recueillie le 28 janvier 1848.	1,000	0,0910
6°	Eau du Zahrez Chergui, recueillie le 7 novembre 1855.	1,000	0,0990
4°	Eau du Zahrez Rharbi, recueillie le 6 novembre 1855.	1,000	0,1040
3°	Eau du sebkha d'Oran, recueillie le 30 décembre 1848.	1,000	0,1580
1°	Eau de la mer.	1,000	0,2730

En considérant comme pures les eaux qui ne contiennent que du chlorure de sodium.

On voit par ce tableau que les sources salées émergeant du rocher de sel sont beaucoup plus pures que toutes les autres. L'eau du zahrez Rharbi, recueillie le 3 décembre 1855 sur la lisière nord-est du lac, approche

beaucoup du degré de pureté des sources salées n°s 7 et 8. Cette eau était un mélange de l'eau primitive contenue dans le lac après une série de beaux jours, avec les eaux pluviales apportées par les affluents de la rive nord du lac, après une série de plusieurs jours de pluie. Nous avons remarqué en effet, en pénétrant dans l'intérieur du lac, que l'eau était d'autant plus salée au goût que nous avancions d'avantage. Comme les eaux pluviales entraînées dans le lac avaient couru principalement à la surface du terrain diluvien, le tableau précédent montre que le chlorure de sodium doit être assez abondamment répandu à l'état de dissémination au milieu des couches quaternaires.

L'eau de mer est la moins pure de toutes les eaux salées. Les eaux salées n°s 2, 3, 6, 7, 8 contiennent beaucoup plus de sulfate chaux qu'il n'en faut pour saturer un volume égal d'eau distillée. Nous avons déjà dit que cette dissolution s'opère à la faveur de la grande richesse en sel marin.

L'eau de mer et les eaux des lacs salés sont très-pauvres en carbonates terreux. Les eaux des sources salées et celles du zahrez Rharbi n° 5 en renferment au contraire des quantités notables qu'elles ont prises dans les terrains qu'elles traversent. Ces carbonates se déposent par l'agitation, et on s'explique ainsi pourquoi on n'en trouve pas de traces notables dans les lacs salés qui n'ont qu'une faible profondeur.

Le Zahrez Rharbi est alimenté par l'oued Melah, qui se jette dans la rive sud-est du lac. Cette rivière prend sa source dans les environs de Djelfa et traverse successivement les terrains secondaire, tertiaire et quaternaire, avant de passer au pied du rocher de sel du djebel Sahari. Elle roule, en amont de ce rocher, un volume d'eau assez considérable qui était d'un mètre

cube environ par seconde le 2 novembre 1855. Cette eau renferme par kilogramme $1^{gr},554$ de sels divers parmi lesquels dominent les sulfates de chaux et de magnésie. Après avoir dépassé l'îlot formé par le rocher de sel, les eaux de l'oued Melah contiennent par kilogramme $2^{gr},973$ de sels divers. Cet accroissement de matières salines est dû à une certaine quantité de sulfate de soude et de chlorure de sodium. En amont du rocher l'eau renferme par kilogramme $0^{gr},3601$ de chlorure de sodium. En aval elle renferme $1^{gr},5078$, c'est-à-dire environ 4 fois plus. On voit donc que l'action du rocher de sel sur les eaux de l'oued Melah est assez sensible; cependant elle n'est pas assez forte pour rendre ces eaux impropres à la boisson des animaux domestiques et à l'irrigation. Le débit de l'oued Melah étant très-notable en toute saison, l'administration de la guerre se propose d'utiliser les eaux en aval du rocher de sel, au moyen d'un barrage, pour irriguer les plaines quaternaires comprises entre le djebel Sahari et le Zahrez Rharbi (1). Cette opération transformerait sans nul doute l'aspect d'un terrain qui est aujourd'hui presque sans valeur et ne produit que de maigres pâturages pour les troupeaux de moutons et de chameaux.

En aval du rocher de sel, l'eau de l'oued Melah renferme par kilogramme $0^{gr},2537$ de sulfate de soude, tandis qu'elle n'en renferme pas en amont du même rocher. Cet élément lui est donc fourni par le lavage de ce rocher.

Les eaux de l'oued Melah contribuent à augmenter la quantité de matières salines qui arrivent annuellement dans le Zahrez Rharbi. Mais on ne doit pas exa-

(1) Ce barrage a été construit depuis que cette notice a été rédigée.

gérer outre mesure l'importance des matières salines apportées par cette rivière. En comparant en effet les analyses n^{os} (4), (5) et (9), tableau B, on voit que les eaux de l'oued Melah sont beaucoup plus chargées de matières salines étrangères au chlorure de sodium que les eaux du Zahrez Rharbi. Pour bien établir la comparaison, il faut d'abord éliminer les carbonates, parce qu'ils se déposent par l'agitation ; le sulfate de chaux doit également être éliminé en très-grande partie, parce que lorsque l'évaporation aura suffisamment concentré l'eau de l'oued Melah, le sulfate de chaux se séparera par cristallisation, tandis que le chlorure de sodium restera encore en dissolution. En ne tenant compte que des sulfates de soude et de magnésie, le poids de ces matières s'élèverait encore à 0^{gr},478, le poids du chlorure de sodium étant pris pour l'unité dans l'eau de l'oued Melah. Le sulfate de soude manque dans l'eau du Zahrez, ou du moins il est en si petite quantité que nous n'avons pu le doser. Le poids du sulfate de magnésie y varie de 0^{gr},061 à 0^{gr},020, le poids du chlorure de sodium étant 1.

En outre, il y a des quantités très-notables de chlorure de magnésium, tandis que ce sel manque ou est en très-minime proportion dans l'oued Melah. On voit par là que l'eau salée qui proviendrait de l'évaporation de l'eau de l'oued Melah dans un bassin fermé différerait notablement de l'eau salée que l'on trouve aujourd'hui dans le Zahrez Rharbi.

Les analyses des sources salées n°s 7 et 8, tableau B, montrent que le rapport du chlorure de magnésium au chlorure de sodium y est bien moindre que dans l'eau du Zahrez Rharbi n° 1. Si ces sources n'ont pas varié de composition relative, le chlorure de magnésium contenu dans l'eau du Zahrez Rharbi provient né-

cessairement, pour la majeure partie, d'une autre origine que le rocher de sel du djebel Sahari, et dès lors il doit en être de même pour le chlorure de sodium. Du reste, un autre calcul amène à la même conclusion. Si l'on admet que l'oued Melah déverse constamment 1 mètre cube d'eau par seconde dans le Zahrez Rharbi, et que cette eau renferme $1^k,50$ de sel marin par mètre cube, cette rivière apportera annuellement 47.304 tonnes de sel marin dans le Zahrez. En adoptant pour la teneur actuelle en sel marin dans le Zahrez le nombre 250 millions de tonnes qui a été indiqué approximativement, il faudrait 5.285 ans environ pour que l'oued Melah ait pu produire le Zahrez Rharbi. Ce nombre de 5.285 ans est certainement un minimum, parce que le débit moyen de l'oued Melah n'est pas de 1 mètre cube à son débouché; et comme de plus il fait remonter à une époque antérieure à celle de la dernière révolution du globe, nous pensons que l'on doit rejeter l'hypothèse de la formation de la nappe salée du Zahrez Rharbi par la simple évaporation des eaux de l'oued Melah. L'oued Melah contribue pour sa part à l'alimentation de cette grande saline naturelle, de même que tous les autres affluents qui vont se jeter dans cette saline.

Du reste, l'oued Melah ne traverse pas le sel gemme lui-même, il passe sur des argiles gypseuses associées au sel, et quant aux sources salées sortant des flancs du rocher de sel, on a vu qu'elles sont presque à sec à leur confluent dans l'oued Melah. L'oued Hadjera, qui traverse l'îlot de sel gemme du même nom, roule très-peu d'eau et se perd dans les alluvions avant d'arriver dans le zahrez Rharbi.

Les eaux des affluents des deux Zahrez renferment des chlorures, des sulfates et des carbonates. Elles arrivent dans des bassins fermés où elles sont soumises à

l'action des vents et du soleil. Comme elles n'ont qu'une faible épaisseur, l'agitation superficielle se transmet à toute la masse liquide; l'acide carbonique en excès se dégage, et les carbonates terreux se déposent. L'évaporation de l'été augmente ensuite la teneur en sulfate de chaux, au point que ce sel devient insoluble et se précipite alors sur le fond du lac. Lorsque les eaux sont devenues suffisamment concentrées, le sel marin se précipite à son tour, et si l'évaporation peut se prolonger assez longtemps, on aura un dernier dépôt où le sulfate de magnésie sera très-abondant. Lorsque les pluies de l'automne reviennent, elles redissolvent les couches de sel gemme et de sulfate de magnésie. Les affluents apportent de nouvelles quantités de chlorure de sodium, de carbonates terreux et de sulfate de chaux. Les sels terreux se déposent ensuite au-dessus des couches déjà formées, et le sel marin reste toujours à la surface. Telle est la série de phénomènes qui se passent annuellement dans les Zahrez et la plupart des lacs fermés et à fond plat de l'Algérie.

La présence d'une carapace diluvienne éminemment gypseuse, analyse n° 20, tableau D, dans la plaine qui se trouve entre les deux Zahrez, vient à l'appui de cette manière de voir.

Les dunes de sables qui règnent d'une manière continue d'un Zahrez à l'autre pourraient faire supposer qu'autrefois les deux Zahrez ne formaient qu'un seul et même lac. Dans cette hypothèse, l'oued Melah aurait contribué à l'origine à l'alimentation de la vaste nappe d'eau salée couvrant le bassin géographique des Zahrez. Lors de la retraite incomplète des eaux, l'oued Melah n'aurait plus servi qu'à l'alimentation du Zahrez Rharbi. Mais il n'en serait pas moins vrai que le Zahrez Chergui

contiendrait alors une quantité plus ou moins considérable de sel marin venant du sel gemme du Djebel Sahari. Si l'on suppose de plus que, dans les premiers temps, l'oued Melah roulait une quantité de sel marin beaucoup plus considérable qu'aujourd'hui, on trouverait dans cette rivière seule la cause principale de la salure des deux Zahrez. Mais outre un accroissement dans la quantité de chlorure de sodium roulée par l'oued Melah, il faudrait encore admettre de grands changements dans le rapport du chlorure de sodium aux autres sels. Les analyses des eaux salées des tableaux A et B et les analyses de sel gemme du tableau C, montrent en effet que les sels étrangers au chlorure de sodium sont beaucoup plus considérables dans les eaux salées des zahrez que dans les eaux salées et le sel gemme du djebel Sahari. Cela rend très-peu probable l'hypothèse de l'alimention principale des Zahrez par le lavage que l'oued Melah exerce sur le massif de sel gemme.

Nous avons rapproché les analyses des eaux salées des Zahrez et des eaux salées de la saline d'Arzeu et du sebkha d'Oran, non-seulement parce que toutes ces eaux ont des compositions analogues, sinon identiques, mais encore parce que les conditions géologiques et géographiques de ces salines ont la plus grande ressemblance. Ce sont des bassins fermés à fonds plats, très-peu profonds, enclavés soit dans les terrains tertiaire supérieur et quaternaire (saline d'Arzeu), soit dans le terrain quaternaire (Zahrez, sebka d'Oran et les petits lacs salés qui environnent ce sebka).

Or, dans notre mémoire intitulé : *Recherches sur les roches, les eaux et les gîtes minéraux des provinces d'Alger et d'Oran*, nous avons démontré que les salines de la province d'Oran sont alimentées par les eaux des pluies

qui se chargent des matières salines disséminées dans les roches encaissantes; ainsi les eaux des petits lacs salés qui entourent le sebkha d'Oran sont entièrement semblables aux eaux d'infiltrations fournies par les puits voisins, lorsqu'on a soin de comparer les divers sels au chlorure de sodium pris pour unité. A l'égard de la saline d'Arzeu, nous avons montré par l'analyse d'un grand nombre d'échantillons des roches encaissantes que toutes ces roches renferment des chlorures et des sulfates en quantités notables, à l'état de dissémination, et que les proportions respectives de ces divers sels sont plus que suffisantes pour rendre compte de la salure des eaux de la saline d'Arzeu. Dès lors, nous avons admis que ces salines résultaient simplement de l'évaporation des eaux de lavage des terrains encaissants, et la même hypothèse nous paraît pouvoir être adoptée pour expliquer la salure des Zahrez. Mais nous devons ajouter que si l'alimentation de ces lacs est due uniquement aux affluents qu'ils reçoivent, il est probable que dans les premiers temps la composition des eaux d'alimentation était différente de celle qu'on observe aujourd'hui, et que le chlorure de sodium y était sans doute plus abondant.

Composition du sel gemme du djebel Sahari.

Le tableau C donne la composition de divers échantillons de sel recueillis dans les salines d'Arzeu et des Zahrez, et sur les rochers de sel gemme du djebel Sahari et d'Aïn Hadjera.

Les sels des Zahrez sont plus purs que celui de la saline d'Arzeu; ils sont très-riches en chlorure de sodium et ne contiennent que 0,01500 de matières étrangères.

Le sel gemme du djebel Sahari présente une composition variable selon la couleur et les proportions de matière argileuse qu'il renferme en nodules dissémi-

nées. La richesse en chlorure de sodium varie de 0,9170 à 0,9834. Il contient :

Sulfates.	0,0063 à 0,0247
Carbonates terreux et argile. . .	0,0120 à 0,0541
Eau.	0,0040 à 0,0065

Le sel gemme blanc du djebel Sahari est comparable par sa pureté au sel marin du Zahrez Rharbi; mais on ne peut conclure de là que le sel du Zahrez Rharbi provient exclusivement du sel gemme du djebel Sahari, puisque celui-ci renferme des variétés beaucoup moins pures que le sel du Zahrez.

Les échantillons du sel gemme que nous avons recueillis ne renferment pas de sulfate de soude. Cependant comme cette substance se trouve dans l'eau de l'oued Melah en aval du rocher de sel, on comprend qu'elle peut se trouver aussi dans certains échantillons de sel gemme. C'est en effet ce qui a été constaté par M. Fortier, pharmacien-major à Médéah.

La moyenne des analyses a donné à M. Fortier :

Chlorure de sodium	0,84150
Chlorure de magnésium . . .	0,00190
Chlorure de calcium.	0,00605
Sulfate de soude	0,01025
Eau.	0,00500
Matières terreuses insolubles.	0,13500
Perte.	0,00030
Total..	1,00000

Ces échantillons sont encore plus impurs que ceux que nous avons recueillis nous-même.

Le stalactites blanches de sel gemme, analyse n° 17, renferment 0,9806 de chlorure de sodium et 0,0142 de sulfate de chaux. Elles sont donc plus chargées de plâtre que le sel gemme blanc qui ne renferme que 0,0063 de sulfates; mais elles contiennent moins de ma-

tières terreuses, ce qui vient de ce que les stalactites ont été formées par voie de simple dissolution. Les croûtes salines qui se déposent sur les bords des sources, analyse n° 18, ont une composition presque identique à celle des stalactites; et l'on comprend *à priori* qu'il en soit ainsi, leur origine étant à peu près la même. Ces croûtes diffèrent du sel cristallisé des Zahrez en ce qu'elles renferment trois fois plus de sulfate de chaux.

A poids égal, lorsque les croûtes salines seront bien sèches et bien blanches, elles auront des propriétés salantes aussi énergiques que le sel gemme blanc du djebel Sahari, et plus énergique que le sel gemme grisâtre, parce que ce dernier renferme des matières argileuses disséminées en petits nodules.

A volume égal, les croûtes salines auront souvent des propriétés salantes moins énergiques que le sel gemme, parce que ce dernier présente une structure compacte, tandis que les croûtes sont remplies de petits vides.

L'analyse n° 19 appartient au sel gemme blanc d'Aïn-Hadjera, situé à 36 kil. sud-ouest du Rang-el-Melah. Ce sel est comparable pour sa pureté au sel gemme blanc du Rang-el-Melah.

Composition des diverses roches appartenant au rocher de sel du djebel Sahari et aux terrains encaissants.

— Le tableau D comprend les analyses de diverses roches du rocher de sel du djebel Sahari et des terrains encaissants.

Analyse n° 20.

L'analyse n° 20 appartient à la carapace diluvienne gypseuse de la plaine des Zahrez. Cette carapace renferme 0,128 de sulfate de magnésie et 0,4896 de sulfate de chaux. La richesse de cette carapace en sulfate de magnésie explique en partie la présence de ce sel dans les eaux des Zahrez.

Analyse n° 21.

L'analyse n° 21 appartient au gypse rose, associé

au calcaire crétacé qui forme une espèce de chapeau sur le point culminant du Rang-el-Melah. Ce gypse renferme 0,7779 de sulfate de chaux et 0,1780 d'eau combinée. Cette proportion d'eau ne suffit pas pour produire du sulfate de chaux hydraté ayant pour formule $SO^3 CaO + 2HO$; de sorte que le gypse dont il s'agit serait un mélange de sulfate de chaux hydraté et de sulfate de chaux anhydre. Ce dernier forme environ 10 p. 100 du poids de la roche.

Analyse n° 22.

L'analyse n° 22 appartient à la marne schisteuse du terrain secondaire encaissant le rocher de sel. Cette marne est très-dure, bacillaire et de couleur grise. Elle ne renferme que des traces indosables de chlorures et pas de sulfates, 0,1850 de carbonates de chaux et de magnésie, 0,7821 d'argile et 0,0387 d'eau hygrométrique et combinée. L'argile contenue dans cette marne présente une composition assez complexe. C'est un silicate multiple renfermant diverses terres, de la soude et du protoxyde de fer.

Les quantités d'oxygène contenues dans les bases et la silice sont les suivantes :

Silice	0,4850	»	0,2520
Alumine	0,1690	»	0,0791
Protoxyde de fer	0,0538	0,0120	0,0324
Protoxyde de manganèse	traces.	traces.	
Chaux	0,0088	0,0025	
Magnésie	0,0195	0,0076	
Eau combinée	0,0307	»	0,0273

Les rapports entre les proportions d'oxygène ne sont pas assez simples pour qu'on puisse en déduire une formule atomique.

Analyse n° 23.

L'analyse n° 23 appartient au magma argileux associé au sel gemme du djebel Sahari. Ce magma renferme :

Chlorures.	0,02884
Sulfates.	0,03175
Carbonates terreux.	0,08700
Argile supposée anhydre.	0,78800
Eau hygrométrique et combinée. . .	0,06372
	0,99931

Le gypse est disséminé dans ce magma en petits cristaux lenticulaires. Les chlorures et les carbonates y sont plus abondants que dans les roches silicatées.

Analyses nos 24 à 27.

Dans les analyses nos 24, 25, 26, 27 :

Les chlorures varient	de	0,00367	à	0,01550
Les sulfates varient	de	0,00000	à	0,15500
Les carbonates varient	de	0,00600	à	0,04805

On voit donc que ces roches qui au premier abord pourraient être prises pour des calcaires, ne renferment pour ainsi dire que des traces de carbonates terreux.

La partie argileuse de ces roches est un silicate multiple contenant principalement de l'alumine, du protoxyde de fer et de la magnésie, avec des traces de chaux et de protoxyde de manganèse. Nous avons réuni dans le tableau suivant les quantités d'oxygène contenues dans de la silice et les bases de ces diverses silicates pour 1 gramme de matières brutes.

NOMS DES SUBSTANCES.	SILICATE VIOLACÉ. Analyse n° 25.			SILICATE GRIS VIOLACÉ. Analyse n° 26.			SILICATE VERDATRE. Analyse n° 27.		
		oxygène.			oxygène.			oxygène.	
Silice en excès. . . .	0,0647	»	»	0,1076	»	»	0,0400	»	»
combiné. . . .	0,4233	0,2200	30	0,5051	0,2625	21	0,3700	0,1920	6
Alumine.	0,1470	0,0688	9	0,1600	0,0750	6	0,2050	0,0960	3
Protoxyde de fer. .	0,0576	0,0128		0,0675	0,0150		0,0765	0,0170	
— de manganèse.	traces	»	3	traces	»	3	traces	»	3
Chaux.	»	»		»	»		0,0196	0,0056	
Magnésie.	0,0238	0,0092		0,0580	0,0225		0,1890	0,0734	
Eau.	0,0327	0,0293	4	0,0567	0,0504	4	0,0720	0,0640	2

Dans tous ces silicates il existe un rapport simple entre l'oxygène des bases RO et celui de l'alumine.

Ce rapport est : : 1 : 3 dans la roche n° 25.
: : 1 : 2 dans la roche n° 26.
: : 1 : 1 dans la roche n° 27.

La silice en excès a été dosée par différence en calculant d'abord la proportion de silice nécessaire pour faire des combinaisons simples. En partant de cette hypothèse on trouve les formules suivantes :

N° 25 . . . $[(3SiO^3)Al^2O^3]^3 + SiO^3, 3(MgO, FeO) + 4HO$,
N° 26 . . . $[(3SiO^3)Al^2O^3]^2 + SiO^3, 3(MgO, FeO) + 4HO$,
N° 27 . . . $SiO^3 Al^2O^3 + SiO^3, 5(MgO, CaO, FeO)\ 2HO$.

Il y aurait ainsi dans ces roches le silicate basique $SiO^3, 3RO$ combiné à divers silicates d'alumine.

Ces roches et surtout le n° 27 sont remarquables par la forte proportion de magnésie qu'elles renferment. Elles s'écartent beaucoup de la composition des argiles ordinaires qui ne contiennent que des traces de magnésie. Elles diffèrent de la marne schisteuse secondaire, en ce qu'elles ne contiennent pas d'alcali et que leur densité est plus faible.

Comme ces différents silicates se présentent dans la plupart des gîtes de plâtre associé à des diorites, nous pensons qu'ils sont eux-mêmes une variété de roche éruptive, et que dans le gîte du rocher de sel, ils tiennent la place de la roche éruptive dioritique que nous n'avons pas observée.

Système d'exploitation suivi pour le rocher de sel.

Le sel gemme du djebel Sahari est exploité depuis un temps immémorial par les indigènes dans le grand cirque (*b*) (*fig.* 7). On voit de tous côtés des traces d'exploitation à ciel ouvert, sur les nombreuses aiguilles de sel qui hérissent la base de ce cirque. Le sel est abattu au pic, ce qui rend le travail d'extraction

assez difficile, à cause de la grande ténacité de la roche de sel gemme.

L'intendance militaire a fait abattre quelques mètres cubes de sel en roche, pour les besoins des garnisons de Djelfa et de Laghouat; mais comme le sel était gris et mélangé souvent de débris argileux en plus ou moins grande quantité, on a renoncé à son emploi. Il serait facile cependant, au moyen d'un simple triage fait sur place, d'obtenir du sel assez pur pour être employé immédiatement aux usages domestiques. Cette assertion est démontrée par les analyses 15 et 16 des sels gris et blanc.

Après avoir renoncé à l'emploi du sel gemme, l'intendance militaire a fait disposer des bassins d'évaporation le long des diverses sources salées énumérées plus haut. Ces bassins sont de forme rectangulaire ou carrée. Ils se composent d'un sol plat en argile damée, entouré par des parois d'argile. On y introduit 20 à 25 centimètres de hauteur d'eau salée que l'on abandonne ensuite à l'évaporation solaire. Quand la croûte saline n'augmente plus d'épaisseur, on fait écouler les eaux mères et on ajoute ensuite une nouvelle nappe d'eau salée qui cristallise à son tour. On enlève le sel, quand il s'est produit une couche de 10 à 12 centimètres d'épaisseur.

Dans l'entonnoir (*c*) il y a un bassin de cristallisation de 14 mètres de côté.

Dans le ravin (*d*) il y a deux bassins de cristallisation, l'un a 9 mètres sur 8, l'autre 7 mètres sur 8.

Dans l'entonnoir (*e*) il y a trois bassins étagés suivant le cours de la source qui le traverse.

Le premier a 5 mètres sur 3,
Le deuxième a 9 mètres sur 8,
Le troisième a 7 mètres sur 8.

D'après cela, la surface totale d'évaporation disposée auprès des sources est de 467 mètres carrés.

Elle est suffisante pour fournir le sel nécessaire aux besoins des populations de Boghar, Djelfa et Laghouat.

Un soldat qui réside au poste du rocher de sel, fournit à lui seul toute la main-d'œuvre nécessaire pour l'entretien des bassins et l'extraction du sel. On voit donc que le prix de revient du quintal métrique de sel est presque insignifiant, lorsqu'on le retire des bassins de cristallisation; tandis que l'abatage du sel en roche exige nécessairement plus de main-d'œuvre et de frais divers.

Les Arabes se contentent souvent de ramasser les croûtes de sel qui se déposent le long des rives des diverses sources, en aval des bassins de cristallisation.

Il serait facile d'augmenter la production, si cela devenait nécessaire. Il suffirait de généraliser l'exploitation du sel en roche et celle des sources salées.

La première pourrait se faire à ciel ouvert pendant une longue série d'années dans les cirques *a* et *b* et principalement dans le cirque *b*, où le sel gemme forme des talus très-roides de 30 à 40 mètres de hauteur verticale, sans être recouvert par le magma gypseux. L'exploitation se ferait par gradins droits et à la poudre, à cause de la grande ténacité de la roche; on séparerait par un triage fait à la main le sel qui serait trop mélangé de parties argileuses. Le déchet ainsi obtenu serait utilisé à son tour, en le dissolvant dans l'eau de l'oued Melah, dans des bassins en argile damée qu'on disposerait auprès de la rivière. On retirerait ensuite le sel par l'évaporation spontanée qui s'opérerait dans les mêmes bassins.

Plus tard l'exploitation à ciel ouvert serait remplacée par une exploitation souterraine par puits et galeries.

Quant aux diverses sources salées émergeant du ro-

cher de sel, elles pourraient être utilisées d'une manière beaucoup plus complète qu'on ne le fait aujourd'hui, en multipliant le nombre des bassins évaporatoires en argile damée, et en établissant des barrages à travers les cours des sources, pour empêcher celles-ci de se rendre inutilement dans l'oued Melah. La surface évaporatoire dont on peut disposer, est beaucoup plus considérable que celle qui est utilisée aujourd'hui. Ainsi le cirque (*e*) peut être transformé en entier en un bassin de cristallisation qui aurait 1.500 à 1.600 mètres carrés, tandis que les trois bassins qui s'y trouvent n'ont que 143 mètres carrés de superficie. On pourrait augmenter aussi de beaucoup la surface évaporatoire des autres bassins. Le prix de la tonne de sel ainsi obtenu serait sur place de 1 franc à $1^f,50$.

Le procédé par évaporation naturelle des sources salées émergeant du sel gemme sera nécessairement moins coûteux que l'abatage du sel en roche. Aussi nous pensons que si les besoins de l'administration militaire devenaient plus considérables, il suffirait d'établir de nouveaux bassins de cristallisation en argile damée, auprès de ceux qui existent en ce moment.

L'exploitation du sel en roche ne devrait être entreprise que si l'exploitation des sources salées devenait insuffisante.

Si l'on admet que le débit moyen total des sources salées soit par seconde de $1^l,50$ d'eau ayant pour densité 1.200, contenant en moyenne $0^k,250$ de sel marin par kilogramme d'eau, les sources fourniraient annuellement environ 14.000 tonnes de sel marin. Cette production peut défrayer une population de 1.400.000 habitants à raison de 10 kil. de sel par habitant. Même en faisant une large part aux déchets venant de ce qu'on n'utilisera pas toute l'eau salée, on voit que les sources

donneront certainement une quantité de sel plus que suffisante pour les besoins probables des populations de Boghar, Djelfa et Laghouat.

Gîte de sel gemme d'Aïn-Hadjera.

— Le gîte de sel gemme d'Aïn-Hadjera est situé à 36 kil. SO du Rang-el-Melah, sur le bord méridional du bassin géographique des Zahrez (*fig.* 11, Pl. III). Il forme un piton conique isolé qui s'élève au milieu du terrain diluvien. De même que celui du Rang-el-Melah, il paraît dû à un soulèvement de boues argileuses, gypso-salifères. L'affleurement du gîte présente une surface à peu près circulaire d'environ 1.000 mètres de diamètre. On voit qu'il est plus considérable que celui du Rang-el-Melah; mais le sel gemme s'y montre au jour sur des espaces beaucoup plus restreints. L'affleurement le plus important se trouve sur la rive droite de l'oued Hadjera où il produit un escarpement vertical de 50 mètres de longueur sur 4 mètres de hauteur moyenne. Il est recouvert par un magma argilo-gypseux, violacé, de même épaisseur, qui nous a paru se modeler sur les ondulations de la face supérieure de l'amas de sel. Enfin le tout est recouvert par le manteau diluvien plongeant au NO, et composé de marnes argileuses à la base et de 1 mètre de travertin jaunâtre, très-dur au sommet.

La *fig.* 8 indique la disposition respective du terrain salifère et du terrain diluvien. Elle montre que le terrain diluvien a comblé les dépressions existant à la surface du terrain salifère et a produit au-dessus un manteau plat plongeant au nord-ouest de 2 à 3 degrés. Il résulte, en effet, de l'examen de l'ensemble du gîte salifère d'Aïn-Hadjera qu'à l'exception de deux mamelons qui s'élèvent au-dessus du niveau général de la plaine, le terrain diluvien recouvre partout le terrain salifère. Ce dernier a été mis à jour par

les ravinements du sol dus sans doute aux agents atmosphériques. Ces ravins, qui convergent tous vers le cours de l'oued Hadjera, ont 8 à 10 mètres d'encaissement et présentent partout le magma argilo-gypseux, violacé, vert, jaune, qui caractérise le terrain salifère. Le gypse est très-abondant dans ce magma, beaucoup plus qu'au Rang-el-Melah. Il y forme des dépôts considérables exclusivement composés de cristaux allongés de gypse blanc de 2 à 3 centimètres de long se croisant dans tous les sens.

Nous n'avons vu le sel gemme qu'en deux points seulement :

1° Dans l'escarpement décrit plus haut sur la rive droite de l'oued Hadjera;

2° Au pied du pic principal du gîte salifère, où il n'apparaît au jour que sur 1 mètre de haut en 10 mètres de long.

Un Arabe de la localité, qui nous servait de guide, nous a affirmé qu'il n'y avait pas d'autre affleurement de sel gemme.

Ce sel est généralement gris; les échantillons blancs sont comparables pour leur pureté au sel blanc du Rang-el-Melah. Leur composition est indiquée analyse n° 19, tableau C. Le sel en roche est, de la part des Arabes des environs, l'objet d'une exploitation à ciel ouvert fort peu active. On observe quelques traces de coups de scie sur l'escarpement de la rive droite de l'oued Hadjera.

Si l'on voulait exploiter d'une manière plus active le sel en roche, il faudrait enlever d'abord le magma gypso-salifère et le travertin qui le recouvrent sur 8 mètres d'épaisseur totale, ce qui rendrait l'exploitation assez onéreuse. Cependant elle coûterait encore moins cher que l'exploitation souterraine par puits et

galeries à laquelle on devrait sans doute avoir recours plus tard.

L'oued Hadjera, qui roule de l'eau douce en amont du gîte de sel, se sale en passant à travers le magma gypso-salifère; et, en arrivant au pied du grand pic, il est très-salé au goût et complétement impotable. Cependant il ne l'est pas autant que les sources salées (*a*), (*e*) du Rang-el-Melah, et l'on ne voit sur ses bords que de rares traces de sel cristallisé.

Au pied du grand pic, il y a une plaine circulaire de 500 mètres environ de diamètre, limitée de tous côtés par le magma gypso-salifère. Les divers affluents qui le traversent pour se jeter dans l'oued Hadjera ont leurs cours indiqué par une faible trace blanche de sel marin.

L'oued Hadjera roule 5 à 6 litres environ par seconde. Il serait facile de faire le long de ses bords de vastes bassins de cristallisation en argile damée dans le grand cirque cité plus haut. Le grand pic se dresse à 60 mètres environ au-dessus du fond argilo-sableux de ce cirque; ses parois éminemment argilo-gypseuses, vertes et rouges, sont déchiquetées par les agents atmosphériques; mais on n'y voit pas au même degré qu'au Rang-el-Melah ces grandes fentes et ces entonnoirs profonds venant de la dissolution du sel gemme. Cela semblerait indiquer que l'amas de sel gemme d'Aïn-Hadjera est moins important que celui du Rang-el-Melah.

Sur le bord de l'une des déchirures du grand pic nous avons remarqué des argiles plastiques grises et rouges telles que *a*, *b*, qui au premier abord paraissent faire partie intégrante de la masse gypso-salifère (*fig*. 9). Ces argiles sont stratifiées et comme rubannées. Elles renferment de nombreuses empreintes végétales, carbonisées en partie seulement, et de petites coquilles d'eau

douce et terrestres (Planorbe, Helix). Elles sont recouvertes par des sables quartzeux blancs. Une étude plus approfondie indique que ces couches se relient au terrain diluvien formé ici de marnes argileuses à la base et de travertin au sommet. Un éboulement de magma argilo-gypseux a produit la dénivellation des couches diluviennes.

Calcaire crétacé bitumineux enclavé dans le gîte salifère.

Du côté est du grand pic, on trouve à la surface du terrain gypso-salifère de nombreux débris d'une roche noire qui de loin pourrait être prise pour une roche d'origine éruptive; mais le plus simple examen indique que c'est du calcaire crétacé, porté au jour par le soulèvement salifère. Ce calcaire est noirci par du bitume. Quelques échantillons renferment même des fossiles. Ces calcaires noirs forment en un point des couches verticales régulières enclavées comme un coin (*a*) dans le magma gypseux (*fig.* 10). Ce coin est au reste peu considérable et a un mètre d'épaisseur sur 3 à 4 mètres de long et deux mètres de profondeur. Tout auprès, on voit du calcaire cristallin mêlé de blanc et de jaune, qui n'est aussi qu'une modification du calcaire crétacé.

Terrain tertiaire redressé par le massif salifère de l'oued Hadjera.

Au sommet du grand pic il y a une couche de poudingue à pâte calcaire jaunâtre et à galets crétacés. Cette couche plonge au sud assez fortement comme si elle avait été redressée par l'apparition de la roche salifère. Par analogie avec ce que nous avons observé au Rang-el-Melah, nous pensons que le poudingue en question appartient au terrain tertiaire moyen.

La coupe (*fig.* 11) menée du sud-est au nord-ouest, montre la disposition des couches autour du pic culminant du massif salifère; le terrain diluvien constitue un plateau uniforme *a* *a'* *a''* plongeant faiblement au nord-ouest. Le terrain tertiaire moyen se montre redressé du côté sud en *b*; il est recouvert en grande par-

tie partie par le terrain diluvien. Du côté nord, nous l'avons figuré en *b'* quoiqu'il n'affleure pas au jour.

Le terrain crétacé constitue le massif du djebel Lelif, à 4 kilomètres sud du gîte de sel gemme. On en trouve un petit coin enclavé en *c''*, à la surface du gîte salifère. Nous l'avons supposé en *c'* sur le revers nord-ouest du gîte, bien qu'il n'affleure pas au jour de ce côté.

A l'est du grand pic, se trouve un piton isolé verdâtre, moins haut de 20 mètres environ, saillant au-dessus du magma gypso-salifère qui l'enclave et composé d'une brèche de couleur verdâtre où l'on ne reconnaît pas de stratification. Ce piton paraît être une corne de roche éruptive, dont l'aspect est le même que celui du silicate verdâtre, analysé n° 27, tableau D. Il est probable que cette roche remplace ici les diorites qui sont si fréquemment associées au gypse d'origine éruptive.

La description du gîte de sel gemme d'Aïn-Hadjera vient confirmer les conclusions auxquelles nous sommes arrivé pour l'origine et l'époque de l'apparition du massif de sel gemme du Rang-el-Melah. Nous pensons que l'on doit considérer ces deux gîtes de sel gemme, comme le résultat d'éruptions argileuses, gypso-salines qui sont sans doute contemporaines, et se sont produites à travers une double enveloppe de terrain crétacé inférieur et de terrain tertiaire moyen, antérieurement à la période diluvienne ou du moins au commencement de cette période.

L'oued Hadjera est un affluent du Zahrez Rharbi, en temps ordinaire ses eaux se perdant dans des alluvions argilo-sableuses avant d'arriver dans le Zahrez.

Si, dans un avenir qui, sans doute, est encore assez reculé, l'État voulait faciliter l'exploitation des

diverses richesses salines que présente le bassin des Zahrez, il pourrait abondonner cette exploitation à des compagnies et établir une ou plusieurs concessions moyennant une redevance annuelle fixée à une somme déterminée par tonne de sel extrait. Il serait facile de faire quatre concessions distinctes :

La première pour le Zahrez Rharbi;

La deuxième pour le Zahrez Chergui;

La troisième pour le massif de sel gemme du Rang-el-Melah;

La quatrième pour le massif de sel gemme d'Aïn Hadjera.

Ces concessions pourraient devenir exploitables avec profit, si, par suite des progrès de la colonisation et dans un but d'utilité générale, le chemin de fer d'Alger à Amoura était prolongé jusqu'à Laghouat. Ce chemin remonterait le Chelif jusqu'au pied de Boghar; il suivrait ensuite le tracé actuel de la route carrossable de Boghar jusqu'au centre du bassin des Zahrez; puis, il contournerait la lisière méridionale du Zahrez Rharbi; il passerait à peu de distance d'Aïn Hadjera, et se dirigerait par le ksar zenika dans la plaine sablonneuse qui vient aboutir entre le djebel Lazereg et le djebel Mjaad Badzmit. De cette gorge, on arriverait en ligne droite jusqu'à Laghouat sans aucune difficulté.

Le trésor public ne retire aujourd'hui presque aucun avantage de l'exploitation de ces masses de sels; tout se borne pour l'État à extraire lui-même, à peu de frais, le sel nécessaire à l'alimentation des troupes de Broghar, Djelfa et Laghouat. Les Arabes qui exploitent le sel ne payent aucune redevance au trésor, bien que tous les gîtes que nous avons signalés appartiennent incontestablement à l'État. Il serait sans doute difficile

aujourd'hui de percevoir une taxe dans ces régions éloignées que nous occupons depuis si peu de temps. Mais quand l'exécution des chemins de fer, combinée avec des barrages qui faciliteront l'extension des cultures, aura transformé ce pays, toutes ces difficultés seront vaincues, et l'État, ainsi que le pays lui-même, trouveront leur intérêt à ce que l'exploitation du sel soit régularisée.

— Nous avons suivi la lisière sud du bassin des Zahrez depuis l'oued Ben Alia, situé à 11 kil. nord-est du Rang-el-Melah, jusqu'au gîte de sel gemme de l'oued Hadjera.

Nous allons faire connaître le résultat de cette exploration, parce qu'on y trouvera de nouveaux renseignements sur la constitution géologique du bassin des Zahrez.

Le terrain crétacé inférieur règne d'une manière à peu près continue sur toute la lisière sud de ce bassin. Entre l'oued Ben Alia et l'oued Melah, les couches crétacées apparentes sont formées principalement de grès dur, gris clair, et plongent régulièrement au nord-ouest *m.* de 35°. Sur la rive gauche de l'oued Melah, en marchant vers l'ouest, le terrain crétacé inférieur manque sur 8 kil. de longueur; mais après cette lacune, il reparaît d'une manière continue jusqu'auprès de l'oued Hadjia. Là, il est recouvert par le terrain quaternaire, et reparaît à 8 kil. plus loin pour former la chaîne du djebel Lelif. A l'ouest de l'oued Melah, le terrain crétacé n'a plus la même régularité qu'à l'est; il présente des ondulations de telle sorte que tantôt il plonge au nord-ouest et tantôt au sud-est *m.* Le calcaire gris domine sur le grès.

L'oued Ben Alia descend du massif crétacé du djebel et va se perdre dans le bassin du Zahrez Chergui.

Le 5 novembre 1855, à son débouché dans la plaine, il ne roulait au plus qu'un à deux litres d'eau par seconde. L'administration de la guerre venait de faire exécuter un barrage pour l'irrigation des terres diluviennes situées en aval. Ce barrage est destiné à emmagasiner les eaux d'orages qui, parfois, tombent fort abondamment pendant l'été.

Auprès de ce barrage, on remarque des couches de grès jaunâtre et de poudingue à galets crétacés. Ces couches, qui plongent de 20° environ au nord-ouest *m.*, s'élèvent de 2 à 3 mètres au plus au-dessus du niveau de la plaine. Nous n'y avons pas trouvé de fossiles; mais, d'après leurs caractères minéralogiques, nous pensons qu'elles appartiennent à la même période géologique que les grès tertiaires du Rang-el-Melah, c'est-à-dire au terrain tertiaire moyen.

Poudingue tertiaire auprès d'Aïn-Djenaïen.

En se rapprochant encore de l'oued Melah, on trouve l'Aïn Djenaïen qui roule un demi-litre au plus par seconde. On y observe, à fleur du sol, une couche de poudingue d'un mètre d'épaisseur, dirigée N.65°E. m., et plongeant presque verticalement au nord-ouest m. Ce poudingue est semblable à celui de l'oued Ben Alia, et nous le classerons également dans le terrain tertiaire moyen.

Ilot de terrain tertiaire moyen auprès du Rang-el-Melah.

Ce terrain tertiaire est assez développé autour du Rang-el-Melah, surtout sur la rive gauche de l'oued Melah. On sait qu'il est formé de poudingue à débris de calcaire crétacé, et de grès quartzeux à ciment calcaire jaunâtre. Sur les bords de l'oued Melah, les couches plongent régulièrement au nord-ouest de 10 à 15°. Elles constituent sur 8 kil. de longueur, à l'ouest de la rivière, la petite chaîne montagneuse qui limite de ce côté le bassin des Zahrez. A l'ouest du caravansérail, les couches plongent d'abord au sud-ouest *m.* de 10°; mais,

en se rapprochant de la plaine des Zahrez, le plongement général est au nord-ouest *m.* de 10 à 15°.

A Aïn Teguima, petite source située à 10 kil. ouest du Rang-el-Melah, on retrouve encore un affleurement restreint de ce poudingue tertiaire alternant avec des grès friables. Ces couches dirigées N. 70°E. *m.* et plongent presque verticalement au nord-ouest m. Enfin, auprès du rocher de sel d'Aïn Hadjera, nous avons signalé un poudingue récent analogue au poudingue tertiaire du Rang-el-Melah.

On voit, par ce qui précède, qu'il existe sur la lisière méridionale du bassin des Zahrez une bande très-étroite d'un terrain d'origine assez récente, et que nous pensons être du tertiaire moyen. Généralement, il n'affleure que sur 10 à 15 mètres d'épaisseur au plus, et 2 à 3 mètres de hauteur au-dessus du niveau général de la plaine diluvienne qui l'entoure. Ce terrain prend un plus grand développement autour du rocher de sel, et forme une espèce de golfe de 8 kil. de large qui a pénétré au milieu de la chaîne secondaire du djebel Sahari. La bande longitudinale qui affleure en quelques points fort restreints de la lisière sud de la plaine quaternaire des Zahrez plonge assez fortement sous cette plaine. Nous ne pouvons dire si la même bande affleure en quelques endroits de la lisière nord du bassin des Zahrez; nous ne l'avons pas observée en descendant du caravansérail de Guelt-es-Settel par la route carrossable.

Il serait possible d'obtenir des eaux jaillissantes dans la bande de terrain tertiaire moyen qui se trouve sur la lisière sud de la plaine des Zahrez.

Quoi qu'il en soit, en raison du plongement général des couches vers le nord-ouest, il ne serait pas impossible qu'on y trouvât des nappes ascendantes dans la partie du bassin des Zahrez comprise entre le djebel Sahari et le djebel Oukeil. Il est clair qu'on devrait se placer sur la lisière nord. Comme le massif montagneux qui entoure

le poste de Djelfa, et dont les eaux se déversent dans le bassin de Zahrez Rharbi, est très-élevé au-dessus de ce bassin, et qu'il reçoit en hiver beaucoup de pluie et parfois même de neige, les affleurements des couches tertiaires peuvent absorber annuellement une quantité d'eau assez notable ; et comme ces couches sont plus ou moins perméables à cause de leur nature sableuse, leur plongement général au nord-ouest les rend propres, dès lors, à fournir des eaux jaillissantes; mais nous ne pouvons rien dire sur la profondeur probable de ces nappes.

Quant au terrain crétacé, il forme, entre le djebel Kaïder au nord et le djebel Driouha au sud, une vaste ondulation recouverte par le terrain diluvien, et sans doute aussi par le terrain tertiaire moyen. Il pourrait également contenir des nappes ascendantes. Celles-ci devraient être recherchées de préférence dans la partie occidentale du bassin du Zahrez Chergui. De même que pour les nappes ascendantes des terrains tertiaires, il nous est impossible de rien dire sur la profondeur probable qu'un sondage devrait atteindre au milieu du terrain secondaire.

Terrain diluvien formant la lisière sud du bassin des Zahrez.

Entre l'oued Ben-Alia et l'Aïn-Hadjera, le terrain diluvien forme, au pied de la grande chaîne secondaire, des mamelons isolés, éminemment caillouteux, qui recouvrent le terrain tertiaire moyen, et se relient par la base à la carapace calcaire ou gypseuse de la plaine des Zahrez. Ces mamelons sont élevés de 15 à 20 mètres au-dessus du niveau moyen de la plaine qui les entoure. L'un d'eux, que nous avons examiné en détail, à l'ouest de l'oued Ben-Alia, présente à sa base 8 à 10 mètres de marnes rougeâtres et gypseuses. Le gypse s'y trouve en petits cristaux blancs, farineux, et en filets fibreux qui ont jusqu'à $0^m,30$ d'épaisseur. Ce mamelon est

couronné par une nappe de galets de grès crétacés qui atteignent 0^{m},40 de côté. Sa constitution est analogue à celle du mamelon quaternaire qui existe auprès d'el Krechem.

Dans la plaine, le terrain diluvien présente, sur un fond de sable quartzeux, rougeâtre, et de terre argilo-calcaire, de nombreux fragments à angles vifs de calcaire et de grès crétacés. Par place, on remarque des fragments de silex gris clair, qui paraissent avoir des cassures fraîches, dans les lits des nombreux ravins que l'on traverse. On voit que le terrain diluvien se compose essentiellement de cailloux roulés de grès et calcaire secondaires, noyés dans une pâte argilo-calcaire jaunâtre. Ce terrain est généralement couvert de tegouff (armoise) et d'alpha. Il est susceptible de culture en beaucoup d'endroits. Les Arabes labouraient lors de notre passage. Nous citerons, entre autres points, la vallée de l'oued Kourireck, située à 18 kilomètres sud-ouest de l'oued Melah. Quoique son cours soit assez long dans les montagnes secondaires du sud, et remonte jusqu'à la chaîne du djebel Senelba, cette vallée a un lit fort large à son débouché dans la plaine, et n'y est sillonnée par aucun cours d'eau apparent. Aussi est-elle cultivée dans toute sa largeur.

Les puits creusés dans les alluvions de l'oued Kourireck donneraient de l'eau à une faible profondeur.

On obtiendrait, sans doute, de l'eau à peu de profondeur en creusant des puits dans les alluvions de cette vallée. Du reste, le sol argilo-sableux de cette vallée est toujours un peu humide; ce qui rend l'eau moins nécessaire pour les cultures.

La présence de cette série de mamelons quaternaires sur la lisière méridionale du bassin des Zahrez indique qu'on doit établir au moins deux périodes successives dans le dépôt de ces terrains. La première période correspondrait au dépôt de ces mamelons dont les sommets

indiquaient, sans doute, la hauteur primitive générale de la formation quaternaire. Il y eut ensuite un écoulement des eaux quaternaires et creusement du premier dépôt, de manière à former les bassins limités par les mamelons dont il s'agit. Ces bassins se sont remplis ensuite par de nouveaux dépôts diluviens qui ont été ravinés plus tard par les eaux actuelles.

Les assises quaternaires du bassin des Zahrez contiennent très-probablement des nappes ascendantes. Si l'on en juge par les nombreuses sources qui jaillissent sur les bords du Zahrez Rharbi. Il faudrait donc se placer sur les bords des Zahrez, et à proximité des affluents principaux pour y rechercher des eaux jaillissantes avec quelques chances de succès; mais on serait alors en dehors de la ligne suivie par la route carrossable actuelle.

On ne doit pas se dissimuler, au reste, que les eaux qui seraient fournies par les couches quaternaires seront de qualité assez médiocre, en raison de la proportion notable de matières salines qu'elles renferment.

Résumé.

En résumé, nous avons établi dans ce travail les faits suivants :

Le Zahrez Rharbi et le Zahrez Chergui sont des salines naturelles qui renferment d'immenses quantités de sel marin. Ce sel cristallise en été sur le fond des lacs, et produit une couche dont l'épaisseur moyenne est d'environ $0^m,33$ dans le Zahrez Rharbi. L'épaisseur moyenne de la couche de sel du Zahrez Chergui n'est pas connue; mais il est probable qu'elle ne diffère pas beaucoup de celle du Zahrez Rharbi. Ces salines sont alimentées par de nombreux affluents qui descendent des crêtes secondaires du djebel Oukeil et du djebel Sahari, et traversent ensuite le terrain quaternaire, avant d'arriver dans

les Zahrez. L'oued Melah et l'oued Hadjera, affluents du Zahred Rharbi, passent chacun au pied d'un gîte de sel gemme, et leurs eaux se salent en partie aux dépens de ces gîtes.

L'évaporation dans un bassin fermé des eaux de lavage des terrains quaternaires suffit pour expliquer la formation des salines des Zahrez.

Le sel de ces salines est l'objet d'une exploitation fort peu active des Arabes campés sur leurs bords. Il est d'une grande pureté.

Pour que l'exploitation de ces salines pût prendre un grand développement, il faudrait créer des débouchés à leurs produits ; ce qui ne pourrait se faire que par l'exécution d'un chemin de fer, qui se relierait au réseau décrété dans le Tell algérien par le décret impérial du 8 avril 1857.

L'exécution du chemin de fer des Zahrez n'aura lieu, sans doute, que dans un avenir assez reculé, lorsque la population européenne sera devenue plus compacte dans la province d'Alger. Elle permettra d'alimenter en sel marin les principaux centres qui seront répartis sur la voie ferrée centrale allant d'Oran à Constantine.

Le gîte de sel gemme du djebel Sahari, vulgairement appelé Rocher-de-Sel, Rang-el-Melah, est situé au sud-est du Zahrez Rharbi, sur la rive droite de l'oued Melah, à 22 kilomètres nord-ouest du poste militaire de Djelfa. On peut le considérer comme le résultat d'une éruption de boue argilo-gypseuse et de sel gemme qui se serait fait jour à travers les assises superposées des terrains crétacé inférieur et tertiaire moyen. Ces deux terrains sont fortement redressés autour du gîte éruptif, et lui forment à l'extérieur une double enveloppe. Des fragments de roches crétacées et tertiaires, éparses et en-

castrées à la surface du gîte de sel gemme, viennent confirmer cette manière de voir.

Le sel gemme est très-abondant dans le Rang-el-Melah; y forme des talus très-abrupts qui atteignent 35 mètres de hauteur verticale et peuvent suffire à une exploitation à ciel ouvert, faite sur une grande échelle pendant une longue série d'années. Ce sel est gris bleuâtre en masse, et zoné de diverses nuances à peine distinctes les unes des autres. Il n'est pas stratifié. La face supérieure de l'amas de sel gemme est très-irrégulière. Elle est recouverte presque partout par un magma composé de fragments à angles vifs d'une roche silicatée de couleur variable, jaune, verte, rouge, violette, réunis par un ciment grisâtre qui est un mélange d'argile et de petits cristaux de gypse. Tout cet ensemble d'argile et de plâtre se ravine avec la plus grande facilité par l'action des agents atmosphériques. De plus, la dissolution du sel par les eaux souterraines donne lieu à de grands vides intérieurs qui s'effrondent de temps en temps et produisent à la surface du gîte des crevasses et des entonnoirs plus ou moins larges et plus ou moins profonds. Toutes ces causes réunies déterminent des accidents bizarres, fantastiques, qui font du Rocher-de-Sel un magnifique spectacle pour le voyageur qui arrive fatigué par la monotonie de la plaine uniforme des Zahrez.

Plusieurs sources très-riches en sel marin émergent du Rocher-de-Sel et vont se jeter dans l'oued Melah. Leurs bords se couvrent de croûtes salines par l'évaporation spontanée.

L'administration de la guerre a fait disposer le long de ces sources des bassins en argile damée où les eaux salées sont emmagasinées, et déposent par cristallisation des couches de sel marin de 10 à 12 centimètres

d'épaisseur. Ce sel est employé pour les garnisons de Boghar, Djelfa et Laghouat. Il est très-pur et comparable au sel gemme blanc du Rang-el-Melah. Mais le sel gemme gris est souvent mélangé de nodules de roche argileuse et trop impur pour être employé à l'alimentation à l'état brut.

Les Arabes se servent de préférence du sel en roche qu'ils exploitent à ciel ouvert à l'aide de pics. Cette exploitation est très-difficile à cause de la dureté de la roche, et ne paraît pas se faire aujourd'hui sur une grande échelle.

Pour subvenir aux besoins croissants de l'armée, il suffit d'augmenter le long des sources le nombre des bassins de cristallisation en argile damée. Ces sources bien aménagées peuvent fournir annuellement 14.000 tonneaux de sel ; ce qui correspond à une population de 1.400.000 âmes.

Si l'on voulait tirer un grand parti industriel du gîte de sel gemme, il faudrait exploiter directement la roche saline elle-même. Cette exploitation se ferait d'abord à ciel ouvert dans un grand cirque naturel de 100 mètres environ de diamètre à la base, et d'un abord très-facile. Plus tard, elle devrait être remplacée par une exploitation souterraine par puits et galeries. Les produits de la mine fourniront, par un simple triage, du sel assez pur pour être employé à l'état brut. Mais il en résultera de nombreux déchets dont on tirera parti en les dissolvant avec de l'eau de l'oued Melah, et faisant cristalliser spontanément les dissolutions qu'on opérerait dans des bassins en argile damée disposés le long de la rivière. On écoulerait les produits de la mine au moyen du chemin de fer indiqué ci-dessus.

Le gîte de sel gemme d'Aïn-Hadjera est situé à 44 kilomètres ouest de Djelfa. Il est analogue, par sa ma-

nière d'être, à celui du Rang-el-Melah; seulement le sel s'y présente à ciel ouvert en masses moins considérables. Il est l'objet d'une exploitation très-peu active de la part des Arabes des environs. Les sources salées qui s'échappent des flancs de la masse saline paraissent moins abondantes et moins chargées de sel que celles qui émergent du Rang-el-Melah. On ne voit sur leurs bords que de faibles enduits de sel blanc trop minces pour être recueillis.

On pourrait établir sur le gîte d'Aïn-Hadjera le même système d'exploitation que sur le gîte du Rang-el-Melah.

NOTICE

SUR LES APPAREILS FUMIVORES EMPLOYÉS EN ANGLETERRE POUR BRULER LA HOUILLE DANS LES LOCOMOTIVES.

Par M. NOBLEMAIRE, ingénieur des mines.

État de la question en Angleterre.

La question de l'emploi de la houille sans fumée dans les locomotives est une de celles qui depuis quelque temps ont le plus vivement attiré l'attention des ingénieurs anglais. Il en est bien peu qui n'aient modifié, dans ce but, les foyers de leurs machines, de manière à les approprier à la nature plus ou moins fumeuse des houilles dont ils disposaient; seul, pour ainsi dire, le Great Northern reste systématiquement fidèle à l'emploi exclusif du coke, sous le prétexte que ce combustible est le seul qui puisse s'accorder avec les grandes vitesses des trains, et qu'il produit un effet utile bien supérieur à celui de la houille. Quant à l'effet utile, le poids spécifique de la houille est supérieur à celui du coke; il peut donc en entrer davantage dans le foyer; en outre, si la température de combustion de la houille est inférieure à celle du coke, ce qui pour les machines locomotives est peu important, son pouvoir calorique est supérieur; il y a donc, au point de vue de la vaporisation, tout avantage à l'employer. La véritable raison de cette exclusion de la houille, c'est que la quantité d'air qui peut affluer dans ces machines est complétement insuffisante pour brûler la fumée, tant à cause de la faible ouverture du cendrier, que par suite de la présence dans la boîte à feu d'un bouilleur transversal qui la partage en deux parties, dont l'une, la plus rappro-

chée de la plaque tubulaire est toujours complétement cachée au mécanicien.

Quelques lignes, celles, par exemple, de Manchester à Sheffield, n'ont vu dans l'emploi de la houille qu'une question d'économie. Elles ont cru résoudre d'une manière suffisante la question de la fumivorité en brûlant la houille mélangée avec une forte proportion de coke. Il est vrai que dans cette partie de l'Angleterre, si riche en usines, il est moins important qu'ailleurs de brûler complétement la fumée; mais ce mélange est évidemment une mauvaise solution de la question : les deux combustibles sont trop dissemblables pour pouvoir être brûlés simultanément; le coke exige une très-grande hauteur de feu; il est important, au contraire, avec la houille, de marcher à feu aussi bas que possible, et quand on charge la houille, même en faible quantité, sur un feu de coke bien allumé, l'air qui a traversé une épaisseur de $0^m,40$ à $0^m,60$ de coke en ignition n'est plus assez oxydant pour brûler ni la fumée ni les gaz provenant de la distillation de la houille.

Les autres lignes ont abordé franchement la question de l'emploi exclusif de la houille; mais avant d'entrer dans l'examen détaillé des procédés mis en usage, il est bon de discuter sommairement les conditions que doit remplir un appareil fumivore.

Conditions que doit remplir un appareil fumivore.

Comme première condition indispensable, il faut avoir à sa disposition, au moment d'un chargement, une grande quantité d'air que l'on puisse régler à volonté de manière à brûler la fumée sans refroidir la chaudière (1). La deuxième condition est de mélanger inti-

(1) La difficulté est précisément de n'admettre que l'équivalent d'air nécessaire; c'est ce qui explique l'anomalie des résultats obtenus dans quelques expériences faites récemment sur des chaudières fixes en Angleterre; on a trouvé que la

mement, avec les gaz et la fumée, l'air affluent qu'il serait bon d'avoir porté à une température aussi haute que possible.

Appréciation des appareils précédemment essayés.

Aucun des appareils essayés jusqu'ici, en France, n'a satisfait à ces deux conditions.

Sans parler des propriétés spéciales qui ne peuvent être discutées dans cette notice, les grilles à gradins, essayées sur le chemin de fer du Nord (*Annales des mines*, 5e série, tomes IX et X), donnent à l'air un accès plus facile que les grilles horizontales; il est vrai qu'elles n'obtiennent cet avantage qu'au prix d'une diminution de la surface de chauffe directe, diminution d'autant plus grande qu'on augmente davantage l'inclinaison de la grille pour faciliter l'accès de l'air.

Les grilles inclinées à barreaux longitudinaux ont à peu près tous les inconvénients de la grille précédente, elles n'en ont aucun des avantages.

En Angleterre, on s'est souvent contenté (au South Eastern par exemple) de donner au foyer une surface plus grande, en portant sa longueur à 2 mètres, et même au delà sur le chemin de fer de Chester à Berkenhead, et en inclinant les barreaux de 30° sur l'horizon.

Toutes ces dispositions satisfont plus ou moins à la première condition; aucune d'elles ne satisfait à la seconde, de beaucoup la plus importante. Avec les grilles à gradins, rien ne force l'air à se mélanger avec la fumée; au lieu d'arriver entre les barreaux supérieurs chargés de houille, il pénètre par les barreaux du bas, et tend, par suite, à se rendre directement dans les

---

dépense de combustible était plus grande quand on brûlait la fumée que quand on ne la brûlait pas.

On verra plus loin que les résultats obtenus avec les locomotives sont tout autres.

tubes inférieurs sans agir sur la fumée qui partant du haut de la grille se rend principalement dans les rangées de tubes supérieures. L'appareil est donc forcément inefficace, et cela d'autant plus que la grille est plus inclinée, c'est-à-dire d'autant plus que la houille est plus fumeuse et qu'elle se délite davantage.

La grille inclinée à barreaux longitudinaux est encore bien moins une solution de la question. Inférieure à la grille horizontale en ce qu'elle réduit la surface de chauffe directe, elle n'a en somme sur elle qu'une supériorité très-contestable. Si elle a pu brûler parfois sans fumée certaines houilles maigres, on peut dire aussi que le chemin de fer du Midi brûle sans fumée la houille de Cardiff dans ses machines à voyageurs à grille horizontale. Dans ces deux cas, c'est à la nature de la houille et non à la disposition de l'appareil qu'on est redevable du succès. On a eu dans ces derniers temps, sur la ligne de Montauban à Rhodez, la prétention de brûler, avec ce genre de grilles, la houille d'Aubin. Les résultats sont sensiblement les mêmes que ceux obtenus avec la même houille sur les machines du Midi à grilles ordinaires. Ces deux grilles ont le défaut commun de ne pas admettre d'air au moment où il est le plus nécessaire, au moment du chargement. Si au lieu de répandre la houille fraîche sur toute la surface du combustible en ignition, on a le soin de ne la charger qu'à l'arrière, on arrivera évidemment à produire moins de fumée. Les résultats qu'on a obtenus de cette manière sont d'ailleurs fort peu satisfaisants; c'est une question de précaution, d'amendes infligées aux mécaniciens, qui ne prouve rien en faveur d'un système.

Le procédé du South Eastern a au moins la propriété manifeste d'augmenter la quantité d'air affluente, d'autant plus qu'après le chargement l'extrémité antérieure

n'est jamais couverte de combustible frais; mais cela ne résout qu'une partie du problème. En somme, il est certain que ces deux derniers moyens ne peuvent brûler sans fumée que des houilles qui en produisent naturellement très-peu.

L'appareil de M. Duméry semble avoir, dans ses essais au moins, résolu beaucoup mieux la question; mais au prix d'un excédant de consommation considérable et d'une complication qui ne permet pas de le considérer encore comme pratique pour les locomotives.

Causes de leur impuissance.

Il résulte de tout cela, que l'on ne peut regarder comme résolue la partie du problème qui consiste à mélanger complétement l'air et la fumée. Après le chargement, l'air s'introduit par le bas dans les grilles à gradin, alors qu'il devrait arriver par le haut; dans les grilles horizontales il n'arrive pas du tout. Il faut donc forcément en venir à introduire au-dessus du combustible l'air nécessaire à brûler la fumée, et le forcer par un brassage à se mélanger avec elle. Ce n'est qu'à cette condition que le succès sera complet (1).

Tous les appareils anglais qui vont être décrits ont pris ces conditions comme point de départ; nous verrons comment ils les ont réalisées (2).

---

(1) Dans un système de machine fixe installée aux ateliers de construction du pont de Bordeaux, M. Nepveu a bien adopté ce point de départ et introduit au-dessus du combustible un courant d'air; mais il n'a réussi qu'incomplétement, parce que le mélange de l'air et de la fumée ne s'opère pas d'une manière satisfaisante.

(2) Pour une même nature de houille, les chemins anglais sont, sous le rapport de la combustion de la fumée, dans de plus mauvaises conditions que les nôtres. Les foyers ne sont pas plus grands en général, et l'admission de l'air y est plus restreinte pour deux motifs: la fermeture complète du cendrier et l'absence de l'échappement variable. Le cendrier est une boîte de même base que le foyer et de $0^m,15$ à $0^m,20$ de

Système Jenkins. M. William Jenkins, ingénieur du matériel du *Lancastre and Yorkshire Railway*, à Manchester, a appliqué depuis une année, à toutes les machines de cette ligne, l'appareil dont il est l'inventeur (Pl. V, *fig.* 1, 2, 3, 4).

Description. La boîte à feu a $1^m,18$ de long sur $1^m,02$ de large, et l'air n'y arrivait primitivement que par une grille disposée à $0^m,025$ de plein pour $0^m,01$ de vide, c'est-à-dire par une surface totale de $0^{m^2},30$, qu'il faut beaucoup réduire en raison de la difficulté que le combustible oppose au mouvement de l'air. C'était insuffisant au point de vue de la fumivorité. Aussi, pour y remédier, en se conformant aux principes précédemment exposés, M. Jenkins admet-il un excès d'air au-dessus du combustible, d'abord par trois ouvertures ménagées dans la porte, puis par trente-cinq trous, de $0^m,054$ de diamètre, pratiqués dans la boîte à feu et donnant une surface nouvelle de $0^{m^2},08$ pour l'admission libre de l'air.

Ces trous sont formés par des entretoises creuses E en fer, de $0^m,007$ d'épaisseur et de $0^m,068$ de diamètre extérieur, longues de $0^m,11$ et filetées à leurs deux extrémités sur $0^m,02$ pour se visser dans les deux enveloppes de la boîte à feu. Elles sont placées entre les

---

hauteur, la paroi d'avant seule est mobile autour de son arête supérieure et sert à régler le tirage; quand elle est ouverte au maximum, l'air n'afflue que par cette section de $1^m,20$ sur $0^m,15$. Cela suffit et au delà, au point de vue de la vaporisation; on obtient facilement avec le coke et avec la houille les pressions de marche de 8 et 9 atmosphères (cela n'aurait peut-être plus lieu avec des houilles moins pures); mais, en tout cas, c'est insuffisant pour brûler la fumée.

En outre, aucune machine anglaise, pour ainsi dire, n'a d'échappement variable; elles ont pu s'en passer grâce à l'excellente qualité des combustibles. Il n'en est pas moins vrai qu'on se prive bien bénévolement d'une ressource précieuse, soit pour rallumer rapidement un feu qui tombe, soit pour déterminer aux moments opportuns, lors du chargement par exemple, un tirage exceptionnel.

entretoises ordinaires et espacées comme elles de 0m,114. Il y en a huit sur la face postérieure du foyer, sur une seule rangée, à la hauteur de la plate-forme du mécanicien, soit à 0m,60 au-dessus de la grille ; et sur la paroi d'avant, trois rangées de neuf chacune, la plus haute se trouvant à 0m,20 en contre-bas du dernier rang de tubes. Toutes ces ouvertures sont à volonté ouvertes ou fermées par deux registres de tôle perforée, glissant devant elles dans des rainures fixées à l'enveloppe du foyer, et manœuvrés au moyen d'un système très-simple de leviers par le mécanicien.

Si cette disposition assure une admission d'air largement suffisante à tous les besoins, il faut encore arriver à mélanger cet air avec les gaz et la fumée. Dans ce but, M. Jenkins place dans la boîte à feu, devant la rangée postérieure des huit tubes, un fer d'angle *a* destiné à rabattre sur le combustible tout l'air qui s'introduit de ce côté. Celui qui arrive par les ouvertures antérieures tend naturellement à se jeter directement dans les tubes sans agir sur la fumée ; on s'y oppose en plaçant au-dessus de la rangée supérieure de trous d'air un auvent R recourbé, en fonte, reposant sur une cornière en fer boulonnée contre la plaque tubulaire, et sur quatre butoirs en fer vissés dans les parois latérales du foyer. Les flammes déjà infléchies par le courant d'air d'arrière se butent contre cet obstacle, reviennent sur leurs pas pour gagner les tubes, et dans ce brassage se mélangent complétement avec l'air amené par les ouvertures antérieures (1).

(1) La forme de cet auvent a beaucoup varié, il est permis de penser que la grande courbure donnée par l'inventeur à la partie supérieure n'est pas indispensable, pas plus que les nombreux trous dont il l'a percé dans le but de diviser l'air en une multitude de petits filets pour qu'il se mélange plus fa-

C'est bien ainsi que les choses se passent dans la réalité ; nous avons pu constater qu'avec la houille du Yorkshire, on produisait, surtout au moment du chargement, une fumée très-épaisse, lorsque toutes les ouvertures étaient fermées ; la fumée disparaissait complétement et instantanément quant elles étaient ouvertes. On pouvait du reste faire varier à son gré la quantité de fumée en ouvrant plus ou moins les tubes d'avant. Dans ces expériences la porte du cendrier était complétement ouverte.

Pour brûler la fumée dans les stationnements, on produit un tirage artificiel à l'aide d'un jet de vapeur dans la cheminée. C'est une mesure indispensable appliquée à tous les appareils dont la description va suivre.

Le prix total d'installation de cet appareil peut être évalué à 160 francs.

Résultats économiques.

Les résultats économiques parlent aussi en faveur du système. Considérant 42 machines à voyageurs et 51 machines à marchandises, qui en septembre 1857 marchaient toutes au coke et en septembre 1858 toutes à la houille, on a obtenu les résultats généraux suivants :

	SEPTEMBRE 1857.		SEPTEMBRE 1858.		Réduction de consommation par kilomètre.
	Kilomètres parcourus.	Coke consommé par kilomètre.	Kilomètres parcourus.	Houille consommée par kilomètre.	
		kil.		kil.	kil.
Machines à voyageurs. . .	159.780	7,29	175.780	6,68	0,61
Machines à marchandises.	173.960	11,29	182.690	10,41	0,88

Ces résultats varient du reste d'une machine à l'autre, dans des proportions assez grandes. Il n'y a même

---

cilement avec les gaz. Ils sont promptement obstrués et ont d'ailleurs l'inconvénient de faciliter la fusion du bord de l'auvent.

pas eu pour toutes les marchandises économie de consommation en employant la houille; les variations extrêmes sont du reste comprises dans le tableau suivant :

		NOMBRE de kilomètres parcourus		CONSOMMATION par kilomètre.		OBSERVATIONS.
		au coke.	à la houille.	Coke.	Houille.	
				kil.	kil.	
Machines à marchandises.	167	2.990	4.950	6,46	5,84	Minimum de consommation en coke et en houille.
	223	2.310	890	16,00	13,37	Maximum de consommation de coke.
	217	2.520	1.605	14,05	16,62	Maximum de consommation de houille.
	228	5.250	5.225	15,47	11,62	Réduction maxima de consommation.
	175	4.875	2.660	10,78	14,00	Augmentation maxima de consommation.
Totaux. . .		17.945	15.230	»	»	
Voyageurs. . .	11	1.135	1.675	5,09	5,34	Minimum de consommation en coke.
	116	4.925	6.660	9,16	7,28	Maximum de consommation en coke.
	89	2.012	1.455	5,43	4,65	Minimum de consommation en houille.
	66	1.905	6.950	8,75	8,34	Maximum de consommation en houille.
	56	4.960	5.370	8,94	6,06	Réduction maxima de consommation.
	139	2.335	4.195	5,88	6,44	Augmentation maxima de consommation.
Totaux. . .		17.272	26.305	»	»	

Il ressort de ce tableau que la consommation de la houille a été dans quelques cas supérieure à la consommation du coke. Ainsi la machine à marchandises 175 qui a consommé en septembre 1857 10^{k},78 de coke, a consommé en septembre 1858 14^{k},00 de houille par kilomètre parcouru. Ce résultat est exceptionnel ; fût-il même plus général, il ne faudrait pas se hâter d'en tirer des conclusions défavorables à l'emploi de la houille. On est évidemment dans de mauvaises conditions en la brûlant dans un foyer dont les dimensions ont été calculées pour brûler le coke.

En résumé et en faisant entrer en ligne de compte les prix à Manchester de la houille et du coke, qui sont respectivement $7^f,50$ et 15 francs la tonne, on peut résumer les résultats économiques de la manière suivante :

Machines à voyageurs.

Consommation moyenne de coke par kil.	$7^k,29$ à $15^f,00$.	$0^f,109$
— de houille. . . .	$6^k,68$ à $7^f,50$.	$0^f,050$

Machines à marchandises.

Consommation moyenne de coke par kil.	$11^k,29$ à $15^f,00$.	$0^f,178$
— de houille. . . .	$10^k,41$ à $7^f,50$.	$0^f,078$

Inconvénients du système.

Je n'ai parlé jusqu'ici que des avantages du système ; il offre plusieurs défauts qu'il convient maintenant de passer en revue. D'abord il faut percer dans la boîte à feu un grand nombre de trous ; c'est imposer au foyer une modification permanente qui réduit à la fois sa résistance et sa surface de chauffe. Cet inconvénient est en somme peu important, on peut le laisser complétement de côté. En second lieu l'auvent cache au mécanicien les trois rangées inférieures de tubes ; il est mobile à la vérité et ne fait que reposer sur une cornière boulonnée à la plaque tubulaire et sur quatre butoirs latéraux, on peut donc l'enlever aux ateliers pour visiter la plaque tubulaire ; mais si un tube des rangées inférieures vient à crever en route, il est impossible de le tamponner. Le poids de l'auvent (112 kil.) est trop considérable pour qu'on puisse le déplacer et le remettre, autrement qu'en entrant dans le foyer. Pour chaque rupture d'un de ces tubes on devra éteindre le feu et attendre pour continuer sa route une machine de secours.

Enfin le prix d'entretien de cet appareil est assez élevé. La cornière qui supporte l'auvent et ses boulons se rongent ; l'auvent s'use et fond rapidement ; M. Jen-

kins admet qu'il peut parcourir avant d'être renouvelé 8 à 10.000 kilomètres, et il établit d'après cela et d'après les prix des matières premières en Angleterre, les frais d'entretien à 1 sch. par 500 milles, soit 1f,55 par 1000 kilomètres parcourus. D'abord la durée de ces auvents est loin d'être certaine, quand il peut suffire d'un défaut dans la fonte, d'une imprudence du mécanicien pour les fondre rapidement, si l'on marche trop longtemps, par exemple, avec les trous d'avant fermés. Mais même en admettant cette limite, le prix de renouvellement peut être évalué de la manière suivante :

Achat de l'auvent, 112 kil. de fonte moulée à 30 fr. . .	33f,60
Dont il faut défalquer pour valeur de la pièce usée et vendue comme vieille fonte, 60 kil. à 12 fr.	7f,20
	26f,40

Les prix de réparation des cornières, butoirs, etc., augmentés de la main-d'œuvre, portent facilement ce prix à 35 francs pour 8 à 10.000 kil., soit environ de 3f,50 à 4f,50 par 1.000 kil. parcourus.

L'appareil Jenkins, malgré ses avantages, ne me semble donc pas pouvoir être employé sans modifications.

Système Marcam.

M. Marcam, ingénieur du Midland railway, à Derby, a adopté à peu près la disposition de M. Jenkins ; seulement il remplace l'auvent en fonte par une voûte en briques réfractaires, inclinée comme lui, mais découvrant la dernière rangée de tubes ; il a suffi pour cela d'abaisser les trous d'admission de l'air. Ils sont au nombre de 27 sur trois rangées et leur diamètre intérieur est de 0m,05.

Système Lees.

M. Lees, ingénieur du matériel de l'East-Lancashire railway, à Bury, a dû se proposer d'abord de remédier aux inconvénients reconnus dans le système Jenkins :

il admettait primitivement l'air dans le foyer par trente-cinq ouvertures disposées comme dans les machines du chemin de Lancashire and Yorkshire, seulement il remplaçait l'auvent en fonte par une voûte horizontale en briques réfractaires. Aujourd'hui M. Lees, tout en conservant cette voûte a renoncé à l'admission d'air par l'avant; les trous d'air sont tenus constamment fermés et c'est par la porte que s'introduit tout l'air nécessaire à la combustion, rabattu d'ailleurs sur le combustible, par un capuchon en fonte fixé intérieurement à cette porte (*fig.* 11, 12, 13, 14 et 15).

Il voit à cette disposition plusieurs avantages : c'est d'abord l'économie dans les frais d'installation et d'entretien. La boîte à feu n'est pas dégradée, on ne fait plus qu'y visser sur chacune des parois latérales deux butoirs creux *c*, par suite remplis d'eau, en cuivre rouge, munis d'une grosse tête carrée et servant à supporter la voûte. Au lieu d'un auvent en fonte de 112 kil. parcourant 8.000 kil., on a une voûte V, formée de trois briques réfractaires assemblées à rainure et languette de $0^m,43$ de longueur, sur $0^m,32$ de largeur et 0,12 d'épaisseur, coûtant $4^f,60$ seulement et parcourant avant usure complète 22.000 kil. L'extrados de cette voûte est au niveau de la dernière rangée de tubes et permet de tamponnner l'un d'eux s'il vient à crever en route.

Appréciation. Enfin la prise d'air est beaucoup plus simple que dans les appareils précédents : la porte de chargement est évidée dans toute sa moitié inférieure (*fig.* 13 et 14), c'est par là qu'afflue l'air; on en modère la vitesse par un obturateur *t* à charnière horizontale en tôle mince, dont l'inclinaison, déterminant jusqu'à un certain point celle du courant d'air, est réglée à volonté au moyen d'une petite patte à quatre crans fixée à la

partie supérieure de la porte. Contre la porte et à l'intérieur de la boîte à feu, est fixé, au moyen de trois vis, un capuchon F en fonte de la hauteur et de la largeur de la porte elle-même, légèrement dejeté pour en permettre l'ouverture, représenté *fig.* 14. Il fait saillie de $0^m,15$ dans la boîte à feu; le plan incliné qui le termine se dirige à peu près vers l'arête antérieure de la grille et est destiné à rabattre sur le combustible l'excès d'air admis, de manière à le mélanger avec la fumée.

Enfin la grille est inclinée de $0^m,16$ par mètre.

Toutes les modifications de M. Lees sont loin d'être aussi heureuses les unes que les autres; on ne peut qu'approuver l'idée de remplacer l'auvent en fonte de M. Jenkins par une voûte en briques; mais il n'en est pas de même de la modification apportée à la prise d'air. Il est certain que par des ouvertures pratiquées suffisamment bas à l'avant de la boîte à feu, l'air arrive en quantité et dans des conditions bien autrement favorables pour la combustion de la fumée. Je dirai plus, la voûte en briques dont l'effet était le même que celui de l'auvent de M. Jenkins, et dont l'utilité était évidente lorsqu'on admettait l'air par des orifices antérieurs, n'a plus avec le nouveau système de prise d'air qu'une utilité contestable.

Supposons qu'une nappe d'air afflue uniformément sur toute la largeur du foyer sous un angle déterminé. On peut essayer de voir comment elle va s'y comporter.

Une partie, la plus rapprochée de la plaque tubulaire, sera entraînée directement dans les tubes sans agir; on doit s'attacher à réduire cette partie qui sera évidemment d'autant plus faible que la vitesse du cou-

rant d'air sera plus grande (1) et que l'auvent directeur plongera plus avant dans le foyer.

Une seconde partie, la plus rapprochée de la paroi arrière du foyer, sera entraînée par un remou naturel en sens contraire du courant principal; les flammes et la fumée reflueront vers la porte et seront brûlées par l'air affluent. Cet effet est parfaitement net dans toutes les chaudières fixes ou de locomotives qui admettent l'air de cette manière.

Enfin la partie centrale de la nappe, rabat les flammes vers l'avant du foyer et remonte avec elles pour se rendre dans les tubes, en s'écartant d'autant moins de la plaque tubulaire que la vitesse d'entrée de l'air a été plus considérable. Dans ce parcours, le mélange entre les gaz et l'air peut ne pas s'opérer intimement; il sera à coup sûr beaucoup plus complet, si on brise cette colonne ascendante par un obstacle (voûte en briques ou tout autre moyen) fixé à la plaque tubulaire.

A l'aide de ces suppositions théoriques, on arrive à comprendre l'utilité et l'effet d'un obstacle placé dans le foyer. Mais dans les machines de l'East Lancashire railway, les choses sont loin de se passer ainsi. L'ouverture d'admission de l'air est trop étroite, le plan directeur qui termine le chapeau ne descend pas assez bas, pour donner, autrement que sur une très-faible largeur, à la nappe d'air, la direction et la forme qui conviendraient le mieux au but que l'on se propose.

Mieux, du reste, que le raisonnement, l'expérience

---

(1) Il est à remarquer d'ailleurs que cette vitesse sera d'autant plus grande qu'on admettra moins d'air par le cendrier; c'est une nouvelle raison qui justifie l'habitude où sont certains mécaniciens de la ligne de Manchester à Sheffield et de Birkenhead à Chester, qui ferment presque complétement le cendrier lors du chargement.

s'est chargée de démontrer qu'on pouvait sans inconvénient supprimer la voûte en briques adoptée par M. Lees ; c'est ce qui ressortira de l'examen des systèmes qu'il nous reste à étudier.

Résultats économiques.

Les résultats de la substitution de la houille au coke se traduisent, comme précédemment, par une double économie sur le prix du combustible et sur la consommation ; on peut en avoir une idée par le tableau suivant, qui donne le parcours et les consommations de quatorze machines à voyageurs pour le mois de décembre 1856, où l'on ne brûlait que du coke, et décembre 1858, où l'on ne brûlait que de la houille.

NOM DE LA MACHINE.	DÉCEMBRE 1856.		DÉCEMBRE 1858.		Observations.
	Kilomètres parcourus.	Coke consommé par kilomètre.	Kilomètres parcourus.	Houille consommée par kilomètre.	
		kil.		kil.	
Tamerlane	6.205	8,38	6.310	7,52	
Fire-King	6.008	8,17	6.294	8,16	
Gazelle	4.520	7,87	5.022	5,50	
Vesta	4.145	8,69	4.827	7,83	
Orion	5.650	7,21	6.640	7,51	
Eolus	4.325	8,16	6.995	6,39	
Phantom	5.610	8,20	4.920	7,67	
Mercury	4.510	7,19	5.115	7,53	
Banshee	6.160	6,11	5.630	6,46	
Milo	5.620	9,15	5.655	8,22	(a)
Jupiter	5.980	6,10	5.111	6,58	(b)
Caliban	5.200	8,50	6.790	8,48	(c)
Prometheus	4.575	7,08	5,098	4,96	(d)
Lynx	4.997	6,83	6.134	7,25	(e)
	73.505	7,79	80.540	7,15	

(a) Maximum de consommation de coke.
(b) Minimum de consommation de coke.
(c) Maximum de consommation de houille.
(d) Minimum de consommation de houille et réduction maxima de consommation.
(e) Augmentation maxima de la consommation.

On voit donc que pour les machines à voyageurs on économise sur la consommation de combustible par $0^{\text{kilog.}},64$, c'est-à-dire 8,22 p. 100. En tenant compte des prix de la tonne de houille et de coke, qui sont res-

pectivement 7f,28 et 13f,75 à Bury, on arrive aux dépenses suivantes de combustible par kilomètre :

Avec le coke. . . . . 0f,107.
Avec la houille. . . . . 0f,052.

Système Douglas.

Sur le chemin de Birkenhead à Chester, M. Douglas, ingénieur du matériel, s'est arrêté, après bien des essais infructueux, à une disposition analogue à celle de M. Lees, moins la voûte en briques réfractaires, d'une installation et d'un entretien plus économiques et remplissant aussi complétement son but.

Je dirai quelques mots seulement des premiers essais faits sur cette ligne et dont l'expérience a démontré l'impuissance.

On s'est toujours proposé d'introduire au-dessus du combustible et par la porte l'excès d'air nécessaire à la combustion. Dans une des premières dispositions, on avait pratiqué de nombreuses ouvertures dans la porte, et on déterminait un appel d'air par un jet de vapeur dans la boîte à feu. A cet effet, un tube en cuivre rouge de 0m,03 de diamètre prenait naissance dans le dôme de vapeur et traversait la boîte à feu. Dans cette partie, il était percé de deux rangées de petits trous, tellement dirigés, que les jets de vapeur qui en sortaient devaient rabattre vers l'arrière de la grille l'air admis par la porte. Il s'échauffait ainsi et se mélangeait à la fumée. Cet appareil donnait d'assez bons résultats, mais il demandait des précautions pour la conduite du feu; il le noircissait, suivant l'expression des mécaniciens. L'usure du tube était d'ailleurs extrêmement rapide, et l'on a dû promptement renoncer à cet expédient.

On remplaça alors la porte ordinaire par une porte analogue à celle de M. Lees, et pour plus de sûreté, on ajouta dans la boîte à feu une surface courbe de di-

mensions et de forme variables d'une machine à l'autre, et destinée à empêcher les gaz et l'air de se diriger sans se mélanger vers les tubes. Pour éviter l'usure rapide de ces surfaces, on en fit des bouilleurs qui, outre l'effet d'inflexion qu'on attendait d'eux, offraient l'avantage d'augmenter la surface de chauffe. Mais leur présence était gênante pour le chargement et la conduite du feu ; en outre, ils masquaient complétement la plaque tubulaire. On fut ainsi amené à pratiquer dans la boîte à feu deux portes entre lesquelles venait s'appuyer le bouilleur : la porte supérieure, sans aucune disposition spéciale, servait alors à jeter la houille sur le devant du foyer, et permettait, à la rigueur, de tamponner en marche un tube crevé (*fig.* 5, 6, 7).

En même temps, les dimensions des foyers étaient augmentées et leur longueur portée à 2 mètres et au delà : cette disposition ne pouvait évidemment qu'augmenter la quantité d'air affluente. Enfin, pour quelques machines, on facilitait l'admission de l'air dans le foyer en perçant dans la paroi d'avant de la boîte à feu deux rangées, de quatre trous chacune, formés par des tubes en cuivre *t* taraudés à une extrémité seulement, portant à l'autre un épaulement et fixés par un boulon contre la plaque tubulaire ; trois ouvertures semblables étaient pratiquées dans chacune des parois latérales. L'utilité de ces ouvertures était très-limitée, puisque aucune disposition dans la boîte à feu n'empêchait l'air qui les traversait de se jeter immédiatement et sans agir dans les tubes.

En somme, ces appareils, d'une installation coûteuse, compliquaient la construction, embarrassaient la boîte à feu, rendaient fort difficiles la visite et la réparation de cet organe, altéraient même sa solidité ;

ils n'avaient même qu'un avantage, que le système Jenkins a seul conservé, c'était d'user toute la largeur du foyer et d'opérer dès lors plus complétement et plus uniformément le mélange de l'air et des gaz combustibles. Les avantages étaient bien évidemment inférieurs aux inconvénients, aussi n'a-t-on modifié dans ce sens qu'un très-petit nombre de machines.

Disposition actuelle.

M. Douglas s'est enfin arrêté au type suivant : l'air est admis seulement par la porte, qui reste ordinairement ouverte pendant la marche, et qui souvent même est supprimée complétement. Il renonce aux bouilleurs intérieurs et, pour les remplacer, fixe à la partie supérieure de la porte un auvent en fer forgé A de la forme d'une pelle renversée (*fig.* 8, 9, 10) destiné à rabattre l'air sur le combustible, et dont l'inclinaison peut varier, entre certaines limites, à la volonté du mécanicien. La porte elle-même, quand elle existe, sert à régler plus complétement la direction du courant d'air. On l'a faite à cet effet mobile autour d'une charnière horizontale, et on fixe sa position en engageant son loqueteau dans les crans d'un secteur en fonte fixé contre la boîte à feu extérieure.

Sur quelques machines, le système est plus simple encore ; on supprime complétement la porte et on la remplace par un auvent en fer forgé dont la courbure est celle de l'anneau de la porte, s'appuyant sur lui ; aussi facile du reste à mettre en place qu'à enlever.

Presque tous les mécaniciens de cette ligne marchent avec le cendrier fermé à moitié ; souvent même, surtout au moment du chargement, ils le ferment complétement, et sans les fissures qui empêchent la fermeture d'être hermétique, il y aurait une véritable distillation de la houille, et l'admission de l'air se ferait en totalité par la porte.

L'effet de ces appareils est d'une extrême netteté pendant la marche. Lorsqu'ils sont soulevés ou retirés, la houille du pays de Galles employée sur cette ligne produit une fumée épaisse; elle disparaît instantanément quand l'auvent est abaissé ou remis en place. La flamme rougeâtre, qui remplissait toute la boîte à feu, devient très-blanche et reflue vers l'arrière de manière à découvrir complétement toute la plaque tubulaire. Avec elle, la fumée afflue vers la porte où elle se brûle. Ce mouvement de remou, dont nous avons expliqué plus haut l'origine, est encore accusé de la manière la plus manifeste par les étincelles qui se dégagent en grand nombre au moment du chargement et se précipitent vers la porte au lieu de se jeter, comme à l'ordinaire, du côté des tubes.

Tous ces effets sont dus au seul mode d'admission de l'air à la présence de l'auvent incliné. Les mêmes résultats s'obtiendraient-ils avec les houilles éminemment fumeuses que certains chemins français ont à leur disposition, celles de Bessége, Graissessac et Aubin, par exemple? Il est permis d'en douter; mais ce qui ressort évidemment de ces expériences, c'est qu'avec des charbons, au moins aussi fumeux que ceux qu'emploie l'East-Lancashire, on arrive à brûler la fumée à l'aide seulement d'une surface inclinée pour rabattre l'air sans qu'il soit besoin de voûtes intérieures en briques, dont la présence était jugée indispensable par M. Lees.

Tous ces phénomènes, observés en marche, se reproduisent à peu près identiques aux stationnements, suivant qu'on fait ou non usage du jet de vapeur dans la cheminée.

On peut faire au système Douglas le même reproche qu'au système Lees, c'est de ne donner que sur une

très-faible largeur une direction déterminée à la nappe d'air affluente.

Système de l'Eastern Counties R.

L'appareil, tout à fait analogue du reste qui précède, employé sur le chemin de fer de l'Est (Eastern Counties railway) et dû au chef des ateliers de Stratford, échappe en partie à ce reproche. La porte est pleine, mobile autour d'une charnière horizontale et fixée dans une position déterminée par un loqueteau entrant dans un des crans d'une pièce en fonte rivée à la boîte à feu (*fig.* 16). A l'intérieur se trouve un auvent formé d'une simple feuille de tôle rectangulaire pouvant tourner autour de son arête supérieure et maintenue dans la position la plus convenable par une manette à crans. Cet auvent est d'ailleurs beaucoup plus haut et plus large que celui de M. Douglas; au repos, il descend de $0^m,10$ au-dessous de l'arête inférieure de la porte, sa largeur est d'environ $0^m,70$. Cette augmentation de largeur a pour but et pour résultat d'opérer plus conformément sur une plus grande partie de la largeur de la boîte à feu, le brassage de l'air et de la fumée.

On ne voit pas très-bien *à priori* l'utilité de la porte extérieure; il semble que l'auvent doive suffire à rabattre et diriger le courant d'air; l'expérience a démontré que, pour les locomotives au moins, il vaut mieux avoir un second plan directeur qui force, pour ainsi dire, l'air affluent à prendre la forme d'une tranche d'épaisseur et de direction bien déterminées.

Dans les machines fixes, le tirage par la porte est beaucoup moins énergique; la vitesse d'arrivée de l'air relativement faible; il importe surtout, par conséquent, de rapprocher, autant que possible, l'orifice d'introduction de l'air du combustible placé sur la grille.

Lorsque cette condition n'est pas remplie, l'appareil ne réussit pas aussi complétement que sur les locomo-

tives, dans lesquelles l'air n'afflue au-dessous de la grille que par une ouverture de $0^{m},05$ de hauteur; dans les chaudières fixes, au contraire, l'air arrive abondamment sous la grille complétement ouverte. La fumivorité serait, à coup sûr, plus complète si l'on restreignait l'affluence de l'air de ce côté.

Quoi qu'il en soit et même sans ce perfectionnement, l'efficacité de cette simple disposition n'est pas douteuse. Il y a aux ateliers de Stratford deux chaudières de même forme, à peu près, que celles des locomotives ; elles n'ont pas de porte et sont munies à l'intérieur de l'auvent ci-dessus décrit. Lorsqu'il est levé, il se produit une fumée épaisse qui disparaît presque en totalité quand on incline l'auvent à 45° environ. Les phénomènes de remou de la flamme y sont aussi nettement visibles que sur les locomotives.

Il est difficile d'imaginer une disposition plus simple ; il serait désirable qu'elle fût connue et appliquée. Supposons même qu'elle n'atteignît qu'imparfaitement son but, ce serait déjà une grande amélioration pour les villes industrielles, trop souvent noyées dans des torrents de fumée.

Les résultats économiques de la substitution de la houille au coke et de l'emploi de ces appareils fumivores ne me sont pas exactement connus. Il ne me paraît pas cependant qu'on ait obtenu sur cette ligne, comme sur les autres, une diminution dans le poids total de combustible consommé. L'excès de consommation de houille paraît avoir été $0^{k},500$ par kilomètre parcouru. Les expériences, du reste, sont trop récentes sur cette ligne pour qu'on puisse tirer de ce fait une conséquence de cette valeur : elles ne peuvent infirmer les résultats des expériences entreprises depuis deux années et sur un très-grand nombre de machines

sur les lignes de Lancashire and Yorkshire et de East Lancashire ; résultats, du reste, qui s'accordent avec ceux qu'on a obtenus sur le chemin de fer du Nord (*Ann. des mines*, 5ᵉ série, tome X).

Système Clarke.

Sur le même chemin, M. Clarke a appliqué à quelques machines le système dont il est l'inventeur.

Trois trous sont percés dans chacune des parois latérales de la boîte à feu : une prise de vapeur, pratiquée à la partie supérieure, aboutit par deux tuyaux à un tube horizontal percé de trois trous correspondant aux ouvertures de la boîte à feu. Lorsqu'on se sert de l'appareil, ces six jets de vapeur déterminent un appel d'air supplémentaire qui afflue des deux côtés au-dessus du combustible.

Ce système n'a eu et ne peut avoir que de médiocres résultats; il est évidemment impuissant à brûler complétement la fumée, puisqu'il ne fait qu'introduire de l'air dans le foyer sans le mélanger en aucune façon avec les gaz qu'il s'agit de brûler.

Système Codworth.

Le même reproche d'impuissance peut être adressé avec plus de raison encore au système appliqué aux machines du South Eastern par M. Codworth, ingénieur du matériel de cette ligne, si tant est que cette disposition puisse être considérée comme un système fumivore. Il s'est proposé de provoquer un appel d'air plus énergique en augmentant la longueur de la boîte à feu qui a été portée à 2 mètres et en inclinant les barreaux de 30° sur l'horizon. Ces exagérations ne résolvent en aucune manière le problème. Il n'est pas douteux que la quantité d'air admise par une grille semblable est beaucoup plus considérable qu'avec les grilles moitié plus petites qu'on emploie sur les autres lignes; mais il ne suffit pas d'introduire de l'air, il faut le mélanger à la fumée; c'est ce qui n'a pas lieu ici.

Si les résultats sont bons, si la fumée est brûlée d'une manière satisfaisante, c'est à la qualité seule du charbon qu'il faut l'attribuer et non pas à des dispositions qui ne peuvent convenir qu'à des houilles maigres ou demi-grasses tout au plus.

Système Mac Connel.

L'expérience a démontré l'insuffisance du système d'abord établi sur les machines du London and North Western railway et dont le type est représenté par la machine Eugénie qui a figuré à l'exposition universelle de 1855. On se rappelle que cette disposition consistait essentiellement à ménager à l'entrée du corps cylindrique de la chaudière, en reculant la plaque tubulaire, une chambre de combustion où les gaz et la fumée étaient censés se mélanger avec de l'air introduit par des ouvertures pratiquées dans la cornière qui réunit la boîte à feu au corps cylindrique (1). Cette disposition qui réduisait notablement la surface de chauffe atteignait incomplétement le but que l'on s'était proposé.

Système Beattie.

Il me reste enfin à parler de l'appareil appliqué à toutes les machines du South Western par M. Beattie, ingénieur du matériel de cette ligne et représentée en croquis (*fig.* 17). L'air est admis en grande quantité, tant par la grille dont la longueur totale dépasse 2 mètres que par les entretoises qui sont toutes creuses. Leur diamètre extérieur est d'environ $0^m,03$, le diamètre intérieur $0^m,015$. Il se mélange avec les gaz et la fumée dans les nombreuses circonvolutions qu'ils doivent faire avant d'arriver dans la cheminée. La boîte à

(1) La machine *Eugénie* n'a pas les prises d'air indiquées; elle fait régulièrement, sur le chemin du Nord, un service de voyageurs à grande vitesse sans produire de fumée, mais il est vrai avec des houilles médiocrement fumeuses.

(*Note de la rédaction.*)

feu, longue de 2 mètres à $2^m,50$, munie de deux portes de chargement, est divisée en deux parties par un bouilleur incliné *kl*, s'appuyant contre les parois latérales de la boîteà feu et contre une voûte en briques réfractaires *vv* qui prend naissance dans l'intervalle entre les deux portes de chargement. Ces deux parties de la boîte à feu, munies chacune d'une grille inclinée, communiquent entre elles tant par les tubes calorifères traversant le bouilleur, que par les interstices ménagés entre les briques réfractaires juxtaposées à la façon des barreaux des grilles ordinaires. La seconde partie de la boîte à feu porte toute une série d'appareils destinés à opérer le brassage des gaz. C'est d'abord un second bouilleur transversal *mn*, de $0^m,15$ d'épaisseur, traversé par une rangée de petits tubes et partant du ciel de la boîte à feu. Une arche en briques réfractaires très-surbaissée, *hh* s'appuie sur les deux parois latérales; sur cette arche et sur le bouilleur ci-dessus est jetée une nouvelle voûte en briques en forme de grille, comme celle dont j'ai parlé précédemment. Enfin entre cette arche et le corps cylindrique la chaudière est placé un diaphragme en fer *pq*, percé d'une ouverture de $0^m,70$ de diamètre.

Sur la plus grande partie de sa longueur, le corps cylindrique, au lieu des tubes des machines ordinaires, n'a qu'un bouilleur intérieur de 0,70 de diamètre environ rempli d'une maçonnerie de briques ondulées dont les vides forment une série de tubes pour le passage des gaz. A la suite se trouve sur une longueur d'abord fixée à 2 mètres, réduite aujourd'hui à $0^m,60$, une rangée de 316 tubes calorifères débouchant dans la boîte à fumée.

On comprend que l'air qui afflue par les grilles fort inclinées et par les entretoises, doive se mélanger avec

les gaz combustibles dans les remous causés par ces nombreux obstacles. M. Beattie admet en outre que les briques qui remplissent le bouilleur intérieur, sont chauffées au rouge et brûlent complétement le mélange de fumée et d'air (1). On ne saurait assurément prétendre que les dispositions actuelles des machines locomotives doivent être éternellement conservées; mais on se demande en voyant cet étrange assemblage de fer et de briques, ces formes si bizarrement compliquées à dessein du foyer et de la chaudière, si le désir de faire un appareil fumivore, plus que le besoin de la nouveauté, a guidé l'inventeur. Le South Western, du moins, a pris fort au sérieux ce projet. Toutes ses machines sont construites aujourd'hui dans ce système, qui brûle du reste la fumée d'une manière satisfaisante. Mais fût-il plus parfait encore, on ne saurait sérieusement songer, pour atteindre un résultat que des dispositions très-simples ont réalisé d'une manière satisfaisante sur les autres lignes, à employer des machines aussi lourdes, aussi longues à allumer, aussi sujettes à avaries, aussi coûteuses et de construction et d'entretien que celles de M. Beattie.

Résumé.

En résumé, les appareils que nous venons d'examiner donnent des résultats satisfaisants partout où ils ont été appliqués; tous, même les moins parfaits, brûlent à peu près sans fumée les houilles plus ou moins fumeuses consommées par ces différentes lignes. Pour plusieurs de ces chemins, il est vrai, cela tient surtout à ce qu'ils ont à leur disposition, presque toujours à leur portée, une si grande variété de charbons de toutes

(1) Cette disposition présente de l'analogie avec celle que M. Foucou a introduite dans le foyer même, et qui a été expérimentée sur le chemin de l'Ouest. (*Note de la rédaction.*)

qualités qu'ils peuvent exactement proportionner la nature de leur combustible à celle de leurs appareils.

En France nous sommes loin de ces conditions : si certaines lignes, celles du Nord par exemple, peuvent trouver en France et en Belgique, toutes les qualités de houilles et choisir pour leur consommation les variétés moyennement fumeuses, les autres sont obligées de s'alimenter dans les pays qu'elles traversent pour ne pas dépasser des prix excessifs.

Ainsi, la ligne de Montauban à Rodez (compagnie d'Orléans) ne peut employer que les houilles d'Aubin, même pour le service des voyageurs. La ligne du Midi consomme sur une partie de son réseau des houilles Anglaises, de Cardiff principalement, pour les trains de voyageurs ; à moins de mauvaise volonté de la part des mécaniciens, cette houille brûle sans fumée (1), mais son prix est trop élevé (28 fr. la tonne en gare de Bordeaux) pour qu'on puisse s'en servir au delà de Toulouse sur la ligne de Bordeaux à Cette. Aussi les trains de voyageurs consomment-ils de Toulouse à Cette de la houille de Bessèges ; les trains de marchandises dans la section de Cette à Toulouse, les houilles de Bessèges et de Graissessac ; de Toulouse à Bordeaux, celles d'Aubin.

Ces houilles sont extrêmement difficiles à brûler ; longtemps après avoir été chargées sur la grille, elles donnent encore beaucoup de fumée. Avec de pareils combustibles, il est très-probable que les appareils ci-dessus décrits donneraient des résultats médiocrement satifaisants, mais il est certain aussi que le principe peut en être conservé, sauf à le compléter par des modifications que l'expérience seule peut enseigner.

---

(1) Voir la livraison suivante.

La simplicité de l'appareil usité sur les Eastern Counties R. devra déterminer à l'expérimenter tout d'abord; seulement il serait bon de donner à l'auvent des dimensions plus grandes encore que celles admises sur cette ligne; plus cette plaque sera grande, en effet, et mieux le courant d'air sera dirigé sur le combustible; sa longueur devrait être portée à $0^m,80$, et sa hauteur telle qu'au repos, l'arête inférieure dépasse de $0^m,15$ à $0^m,20$ le bas de la porte; l'expérience ferait promptement reconnaître l'inclinaison qu'il conviendrait de lui donner. On pourrait compléter le système, admettre plus d'air et surtout le répartir plus uniformément sur toute la largeur de la boîte à feu, en perçant de chaque côté de la porte trois ou quatre trous formés d'entretoises creuses de $0^m,05$ de diamètre intérieur. Tous ces orifices d'admission de l'air pourraient d'ailleurs être fermés à volonté.

On ne peut évidemment prétendre *à priori* que cet appareil permettra d'employer toutes les houilles, mais il est permis d'espérer qu'on arrivera à brûler sans incommodité pour les voyageurs, un grand nombre de celles dont on n'a pu se servir jusqu'ici. Il est bon de remarquer que nos mécaniciens auront dans l'échappement variable un auxiliaire puissant qui manque sur tous les chemins anglais; au moment du chargement, il sera facile de faire affluer par la porte et les tubes, l'excès d'air dont on aura momentanément besoin; l'échappement variable d'un côté, la présence de l'auvent de l'autre assurent en même temps une quantité d'air suffisante, et une direction convenable du courant. Ce sont les deux éléments essentiels du problème. Il va d'ailleurs sans dire que l'appareil doit être, comme cela se pratique toujours, complété par un jet de vapeur dans la cheminée, ouvert ou fermé par le mécanicien,

en même temps que le régulateur sera fermé ou ouvert, pour brûler la fumée en stationnements.

Avec quelques houilles exceptionnelles, ces dispositions pourront ne plus suffire; on pourra les améliorer et faciliter encore l'arrivée de l'air dans le foyer en perçant des trous dans la paroi antérieure de la boîte à feu. Sans qu'il soit possible d'en préciser le nombre, il sera important de les placer le plus bas possible pour que l'air qui s'y précipitera avec abondance par le fait même de la marche, rase le plus près possible, la surface du combustible; seulement avec cette disposition il faut compliquer l'appareil par une voûte qu'il sera économique de faire en briques réfractaires, et qui empêchera l'air de se rendre directement dans les tubes. Cette voûte, qu'elle soit horizontale ou inclinée, devra, en démasquant toutefois le dernier rang de tubes, être placée aussi haut que possible pour arrêter au passage et par suite brasser la plus grande partie possible du mélange d'air et de gaz combustibles, montant vers les tubes après avoir été infléchis par l'auvent directeur.

SOUPAPES DE SURETÉ

A ORIFICES D'ÉVACUATION DISTINCTS.

1° *Système* BODMER, *décrit par l'inventeur.*

C'est un fait généralement reconnu que dans les soupapes de sûreté de construction ordinaire, c'est-à-dire où la vapeur qui s'échappe a en même temps la fonction d'élever la soupape de son siége, celle-ci ne se soulève jamais au delà de 2 millimètres tout au plus, à cause de la diminution instantanée de la pression de la vapeur aussitôt qu'elle s'échappe dans l'atmosphère. L'appareil est plutôt alors un indicateur qu'une soupape de sûreté.

Afin d'éviter les dangers attachés à un tel état de choses, l'inventeur a imaginé une soupape construite de manière que la vapeur, ou l'eau à la tension même qui existe dans la chaudière, pénètre par un tube indépendant sous la soupape et la soulève à l'instant où la tension de la vapeur dans la chaudière dépasse la limite fixée.

Les *fig.* 11 et 12, Pl. II, représentent une soupape de ce système.

Le plateau A, qui constitue le siége de la soupape, est venu d'une seule pièce avec le piston A^1, les ailes A^2; il est fixé à la pièce B, laquelle, à son tour, est boulonnée sur la chaudière.

Le chapeau C, ajusté avec exactitude, mais à mouvement libre sur le piston A^1, forme la soupape. Le piston A^1 s'évase en entonnoir, afin d'admettre le

cône C[1] de la soupape C, lequel descend aussi près du siége que possible, pour empêcher toute pression latérale de la part du pivot D, sur lequel pèse le levier E. Le tube G se visse au bout de la tige A[2]; il doit descendre dans la chaudière et plonger de 100 à 150 millimètres au-dessous du niveau ordinaire de l'eau. Le poids F suspendu du bout du levier E correspond à la tension voulue dans la chaudière, et aussitôt que cette pression est dépassée, l'eau pénètre dans l'espace ménagé entre le piston A[1], et le chapeau C soulève par degré ce dernier de son siége, et jusqu'à ce que l'espace libre entre la soupape et son siége devienne égal à l'aire effective des passages entre les bandes A[2]. Arrivé à ce point, le levier E sera arrêté par la goupille H qui traverse le montant I. Il est évident que tant que le chapeau C reste ainsi soulevé, la vapeur s'échappera de la chaudière dans le sens des flèches; mais aussitôt que la pression dans la chaudière revient à l'état normal, le poids F, par l'entremise du levier E, refoulera lentement le chapeau C, en chassant dans la chaudière l'eau logée entre ce dernier et le piston A[1]. Au lieu d'employer l'eau de la chaudière pour soulever la soupape, on peut également se servir de la vapeur; dans ce cas, il sera préférable d'insérer le tuyau G en un point assez éloigné de la chaudière pour que la vapeur qui s'échappe ne puisse exercer aucune influence sensible sur la vapeur chargée d'élever la soupape (*fig.* 10 et 13).

Les gouttières pratiquées dans le piston A[1] ont pour objet de retenir une portion d'eau qui, tout en diminuant le frottement, forme une garniture parfaite, et dispense d'un ajustage trop serré entre le chapeau C et le piston A.

Il est à peine nécessaire de faire observer que, au lieu du poids F, on pourrait se servir d'une balance à

ressort, ou de poids agissant directement sur la soupape.

2° *Système proposé dans le même but, par M.* Labeyrie, *garde-mines, attaché au contrôle des chemins de fer de l'Est.*

Au premier rang des appareils destinés à prévenir les explosions des générateurs de vapeur, se placent les soupapes de sûreté prescrites pour toutes les chaudières ou récipients dans lesquels la tension de la vapeur peut dépasser une limite fixée. On considère généralement ces soupapes comme étant d'une efficacité complète, et cependant elles ne remplissent qu'imparfaitement leur but. Tels qu'on les construit aujourd'hui et convenablement disposés, ce sont des appareils plutôt indicateurs que préservateurs; ces soupapes indiquent, en effet, le moment où la tension intérieure de la vapeur atteint le maximum qui lui a été assigné d'avance; mais elles sont impuissantes à arrêter l'accroissement de cette tension et à la maintenir dans ses bornes.

Ce vice provient de leur construction même. Le disque ou clapet de la soupape étant bien appliqué sur son siége, empêche toute communication entre la vapeur et l'atmosphère; la pression intérieure s'exerce alors intégralement sur la surface de ce disque, et lorsque cette pression arrive à sa limite extrême, la charge en sens contraire supportée par le clapet lui fait équilibre, de sorte que le plus léger accroissement de la première de ces forces suffit pour que le disque soit soulevé en ouvrant une issue à la vapeur. Mais lorsque l'écoulement s'effectue, la pression de la vapeur sur le clapet de la soupape n'est plus la mesure exacte de sa tension

totale, et tandis que la charge supérieure reste constante, la force inférieure n'est qu'une fraction de la pression intérieure, fraction qui devient de plus en plus petite à mesure que l'orifice d'écoulement augmente de surface par suite du soulèvement de la soupape. Or le diamètre d'une soupape de sûreté, déterminé par la formule empirique $\alpha = 2{,}6\sqrt{\frac{S}{n-0{,}412}}$, est tel que la surface du cercle correspondant est capable de débiter toute la vapeur fournie par le générateur, à la tension maximum et sous l'influence du feu le plus actif. La surface cylindrique (équivalente à un cercle de même diamètre) ayant une hauteur égale à la moitié du rayon, une soupape pour découvrir un orifice suffisant, devrait donc se soulever du quart de son diamètre. Avant de produire un soulèvement aussi grand, la tension de la vapeur dans la chaudière serait bien supérieure à celle indiquée par le timbre. En fait, malgré un excédant de pression, une soupape ne se soulève jamais que d'une quantité quatre ou cinq fois plus petite.

Pour les chaudières de locomotives, dans lesquelles les soupapes sont pressées à l'aide de ressorts, le fonctionnement de ces appareils est encore plus défectueux, puisque la résistance du ressort croissant en même temps que son allongement, la charge supportée par la soupape augmente à mesure qu'elle se soulève. On remarque fréquemment dans ces machines que le manomètre accuse une pression intérieure de 1 à 2 atmosphères plus élevée que celle indiquée par le timbre; dans ce cas, si le mécanicien, averti par le bruit de la vapeur qui s'échappe, ne prenait ses mesures pour modérer l'activité du foyer, la tension de la vapeur pourrait acquérir une telle force qu'une explosion serait à redouter.

Les soupapes de sûreté pèchent donc par le principe de leur construction, dont la grande simplicité constitue néanmoins un mérite réel; comme moyens d'empêcher les explosions, leur efficacité est très-équivoque, en raison de leur faible débit.

La disposition que je propose (Pl. II, *fig.* 7, 8, 9) a pour objet de remédier à leur insuffisance sous ce rapport. Dans ce nouveau système, la pression de la vapeur agit, non sur un disque, mais sur un piston *p*, mobile, sans jeu, dans une virole en bronze bien alésée. Le soulèvement de ce piston se transmet, à l'aide d'une bielle, à un levier ou balancier horizontal, et détermine ainsi l'ouverture d'orifices d'écoulement *a*, *b*, d'une section suffisante. La course du piston moteur *p* est limitée, dans un sens, par une embase au moyen de laquelle il repose sur sa virole, et dans l'autre sens, par un arrêt fixe sur lequel vient buter le tiroir circulaire lorsqu'il a découvert les orifices ménagés dans une boîte à vapeur fixée à la chaudière. Le levier de transmission de mouvement sert de plus à charger le piston moteur, par un ressort ordinaire, d'une quantité équivalente à la tension maximum de la vapeur.

Il est à remarquer que le frottement du piston et du tiroir s'ajoute au poids du ressort lorsqu'ils sont soulevés, et qu'au contraire ce frottement diminue d'autant le poids représenté par le ressort lorsqu'ils tendent à redescendre. Cet inconvénient peut être amoindri par une bonne fabrication, mais non entièrement atténué; de sorte que le tiroir d'échappement ne sera soulevé qu'à une pression un peu plus grande que celle qui permettra la fermeture des orifices.

Un certain nombre de mécaniciens ont l'habitude de consulter à la main les balances, pour connaître la pression de la vapeur, en les soulevant à l'aide du

levier qui charge la soupape.. Il convient de ne pas leur enlever cette faculté, dont l'utilité est surtout réelle quand, par un accident quelconque, le manomètre est dérangé, et donne de fausses indications. On pourrait donc laisser telle quelle la soupape de droite, et effectuer la modification sur celle de gauche seulement; cette dernière aurait son levier tourné vers l'avant de la machine, de manière à se trouver hors de la portée du mécanicien, qui souvent arrête le jeu des soupapes ordinaires en pesant à la main sur les ressorts des balances. D'ailleurs, cette disposition est la seule praticable sur les machines mixtes et à marchandises des chemins de fer de l'Est, dans lesquelles le sifflet et le régulateur occupent tout l'espace compris entre le dôme des soupapes et la face arrière de la chaudière.

La modification proposée n'entraînerait qu'une ouverture de plus à la chaudière pour la prise de vapeur de la nouvelle boîte à orifices; elle préviendrait les augmentations anormales de pression qui, si elles déterminent rarement des explosions, ont toujours pour moindre résultat de fatiguer et de détériorer les chaudières, et cet avantage compenserait largement le prix de revient.

RÉSUMÉ

DES ÉTUDES GÉOLOGIQUES FAITES EN 1857 DANS LA SUBDIVISION DE DELLYS (ALGÉRIE) (1).

Par M. VILLE, ingénieur des mines.

Nous avons exploré, en 1857, la partie de la subdivision de Dellys comprise entre les limites suivantes :

Au nord, le rivage de la mer ;

A l'ouest, le méridien passant par l'embouchure de l'Isser ;

Au sud, la chaîne du Djurjura ;

A l'est, le cours de l'oued Ameraoua (haut Sebaou).

Nous y avons observé des terrains d'origine sédimentaire :

1° Terrains cristallins : gneiss et micaschistes associés à du calcaire saccharoïde ;

2° Terrain crétacé ;

3° Terrain nummulitique ;

4° Terrain tertiaire moyen ;

5° Terrain quaternaire ;

6° Terrain alluvien.

Et des terrains d'origine ignée : granite, pétrosilex, basalte.

Nous les décrirons, autant que possible, dans l'ordre de leur énumération, en marchant de l'ouest à l'est et du sud au nord.

Les terrains cristallins sont associés au granite qui

(1) Ce travail est le résumé des observations développées par l'auteur dans un travail beaucoup plus étendu. La carte géologique (Pl. VI) est reproduite avec toutes ses divisions. C.

les traverse en tous sens, sous forme de veines irrégulières de gros filons et grands amas. Ils forment trois massifs isolés les uns des autres : l'îlot d'Azib-Zamoun, l'îlot des Ouled-Boukhalfa et le massif de la Kabylie proprement dite.

L'îlot d'Azib-Zamoun est entouré de tous côtés par les marnes du terrain tertiaire moyen. Sa crête s'élève à 327 mètres au-dessus du niveau de la mer. Il se compose principalement de granite à petits grains et à mica noir verdâtre. A son extrémité ouest, le granite est remplacé par une roche de nature trachytique, identique d'aspect à celle qu'on trouve à la redoute de Kara-Mustapha, non loin du Fondouk. Il est coupé de part en part par des ravins coulant du sud-ouest au nord-est. Une source d'eau excellente émerge du granite auprès du caravansérail d'Azib-Zamoun. Elle renferme par kilogramme d'eau $0^g,2470$ de sels divers, chlorures, sulfates et carbonates ; elle ne renferme pas de sulfate ni de carbonate de soude.

L'îlot de roches cristallines des Ouled-Boukhalfa (auprès de Tiziouzou) est coupé en deux par l'oued Sebaou qui coule au fond d'une gorge très-encaissée. Il est entaillé de tous côtés par le terrain moyen dont les couches sont fortement redressées contre lui. Son point culminant s'élève à 809 mètres au-dessus du niveau de la mer. Il est essentiellement formé de schiste verdâtre avec lentilles irrégulières de quartz blanc. On y trouve intercalées des couches épaisses de calcaire saccharoïde d'un blanc grisâtre, exploité comme pierre à chaux grasse. L'exploitation de ce calcaire y a fait découvrir des rognons sans suite de galène très-riche en argent (444 grammes d'argent pour 100 kilog. de plomb). Ces diverses roches stratifiées sont coupées par des filons et des amas de granite composé de feld-

spath blanc laiteux, de quartz vitreux ou laiteux presque toujours blanc, quelquefois améthyste et de mica blanc argentin en gros paquets hexagonaux de 0ᵐ.02 de diamètre.

Massif de roches cristallines de la Kabylie proprement dite.

Le massif des roches cristallines de la Kabylie proprement dite, s'étend de l'ouest à l'est sur une longueur de 54 kil. et du nord au sud sur une longueur moyenne de 16 kil. Il se compose de gneiss et de micaschiste qui se décomposent avec facilité par l'action des agents atmosphériques, et sont associés à des couches de calcaire saccharoïde blanc. Il est traversé par des veines irrégulières, des filons et des amas de granite formé généralement de cristaux blancs de feldspath, quartz et mica. Les couches de roches cristallines ont subi des redressements considérables postérieurement au dépôt des couches du terrain tertiaire moyen qui ont été soulevées avec elles. Le pâté montagneux de la Kabylie présente d'affreuses et profondes déchirures qui affectent des directions très-variées. Cependant, les principales marchent du sud-sud-est au nord-nord-ouest et le coupent dans toute sa largeur. Les lignes de faîtes sont grossièrement festonnées et présentent une ressemblance générale qui permet de reconnaître de loin leur constitution géologique. Leur hauteur minimum est de 521 mètres au centre de la Kabylie, chez les Maatka. Elle augmente à mesure qu'on s'éloigne soit à l'ouest, soit à l'est. A l'ouest, elle atteint 892 mètres chez les Flissa; et à l'est, 1 420 mètres chez les Beni-Thouragh. Ces altitudes considérables montrent que le climat de la Kabylie doit être froid en hiver et tempéré en été. Elles sont moindres du reste que celles de crêtes du Djurjura qui limite la Kabylie au sud, et dont les altitudes varient de 1 730 mètres (col de Chellata) à 2 517 mètres (pic de Lalla-Khedidja).

Au sud et à l'ouest du massif montagneux de la Kabylie, se trouve une vaste dépression occupée par la plaine ondulée de Dra-el-Mizan et la vallée de l'oued Djema dans lesquelles on observe les terrains nummulitique, tertiaire moyen et quaternaire. Au nord de la Kabylie, s'étale la plaine, ondulée de l'oued Sebaou recouverte en grande partie par le terrain tertiaire moyen. A son extrémité sud-est, le massif cristallin de la Kabylie se rattache au massif nummulitique du Djurjura, par la petite croupe des Beni-ben-Joussef qui sépare les eaux de l'oued Aïssi des eaux de l'oued Ameraoua. On voit donc que, géologiquement et géographiquement, le massif de roches cristallines de la Kabylie forme un terrain à part, bien différent de ceux qui l'entourent. Du reste, cette différence se retrouve également dans les mœurs et les caractères des habitants. Les plaines fertiles de l'Isser et du Sebaou sont occupées par des Arabes qu'il a été aisé de dompter, parce que le terrain était facilement accessible à nos troupes. A l'abri derrière leurs montagnes escarpées, les Kabyles ont résisté longtemps à nos armes. C'est par l'occupation successive de Dellys, Tiziouzou, Dra-el-Mizan, et l'ouverture de routes carrossables, qu'il a été possible d'établir un blocus autour de la Kabylie. De nombreuses expéditions ont amené successivement la soumission de la partie occidentale (Flissa et Maatka) qu'il était plus facile d'aborder; et enfin l'expédition de 1857, menée avec tant de sagesse et de vigueur par M. le maréchal Randon, a complété la soumission de la partie orientale où s'étaient réfugiés nos ennemis les plus implacables. La construction du fort Napoléon, sur la crête de Souk-el-Arba chez les Beni-Raten, l'exécution d'une route carrossable reliant ce poste à Tiziouzou et l'ouverture de routes nouvelles dans le cœur

même de la Kabylie garantissent aujourd'hui la sécurité de notre conquête. Les villages kabyles comptent une population variable de 500 à 3.000 habitants. Ils sont bâtis en moellons reliés par un mortier de terre battue et sont couverts en tuiles. Ils fourmillent en quelque sorte sur toutes les crêtes. Presque tous les pitons sont occupés par un village, surtout dans la partie orientale de la Kabylie. Les surfaces susceptibles d'être cultivées sont bien restreintes à cause de l'encaissement des ravins. Ce n'est guère qu'aux alentours des villages qu'on aperçoit des cultures de céréales. De très-beaux frênes disséminés dans les champs fournissent, à la fois, des feuilles qui servent de fourrage pour les bestiaux, et du bois de construction pour les maisons. Les plantations de figuiers sont une des principales ressources alimentaires du pays; elles sont considérables, surtout chez les Maatka, où elles sont l'objet d'un soin tout particulier. Une grande quantité de figues est exportée à Alger où elle est achetée par les juifs qui en fabriquent de l'anisette.

Les flancs des vallées sont couverts de chênes; et l'on en voit une très-belle forêt sur les bords de l'oued Boghni.

L'olivier est très-répandu dans les fonds des ravins, et l'on trouve des moulins à huile dans presque tous les villages. On sait que les Kabyles apportent beaucoup d'huile sur nos marchés. Une portion de leur récolte sert à leur alimentation. Ils mangent des figues trempées dans l'huile. Ils savent aussi fabriquer du savon mou qu'ils vendent sur les marchés.

Les eaux sont fraîches, limpides et d'excellent goût dans la Kabylie. Mais à proximité des villages, les sources sont peu abondantes, parce que ces derniers sont bâtis le plus souvent sur des crêtes élevées. Il serait

facile d'augmenter le débit de la plupart des sources, par des bouts de galerie qu'on dirigerait à partir des thalwegs vers le cœur de chaque croupe de montagnes. Ce système de travaux a été exécuté avec succès par les Maures, sur le massif cristallin de la Bouzareah aux environs d'Alger. Dans le fond des ravins de la Kabylie, on trouve des eaux fraîches, de bon goût, fort abondantes, et qui peuvent servir à faire mouvoir des usines (moulins à blé et à l'huile, scieries).

Composition générale des eaux de la Kabylie.

Les eaux potables de la Kabylie ont une constitution chimique fort remarquable. Elles contiennent en général les bases soude, chaux, magnésie, oxyde de fer; et les acides chlorhydrique, sulfurique, carbonique, silicique.

La soude est toujours la base dominante.

L'oxyde de fer est en minimes proportions.

L'acide carbonique est combiné en partie à l'état de carbonates neutres; l'excès d'acide carbonique est tantôt supérieur, tantôt inférieur à ce qu'il devrait être pour donner des bicarbonates avec la chaux et la magnésie. On peut considérer les eaux de la Kabylie comme renfermant en général les combinaisons salines suivantes :

Chlorure de sodium,
Sulfate de soude,
Carbonate neutre de soude,
Carbonate neutre de chaux,
Carbonate neutre de magnésie,
Silice libre,
Acide carbonique en excès.

Le chlorure de sodium et le sulfate de soude se sont présentés constamment. Le carbonate de soude n'a manqué que dans l'eau du ravin de Souk-el-Arba (re-

vers nord). Une certaine quantité de sulfate de chaux accompagne alors le sulfate de soude.

La proportion totale des sels a varié de 0g,1012 (source des Beni-Thouragh) à 0g,8212 (ravin de Souk-el-Arba) par kilogramme d'eau.

On peut considérer les eaux de la Kabylie comme des eaux potables de bonne qualité pour les divers usages domestiques, essentiellement *alcalines*, et méritant, au point de vue hygiénique, de fixer l'attention des médecins.

Elles sont caractérisées par la présence du carbonate et du sulfate de soude qui exclut celle des chlorures de calcium et de magnésium, et des sulfates de chaux et de magnésie, dans la solution aqueuse du résidu fixe obtenu en évaporant l'eau à sec et en calcinant le produit salin au rouge sombre. L'abondance des sels de soude et notamment du carbonate est en rapport avec la composition minéralogique des roches cristallines de la Kabylie. Elle indique qu'il y a dans ces roches un feldspath facilement décomposable par les agents atmosphériques et qui est à base de soude. S'il y a du feldspath à base de potasse, il doit être moins facilement décomposable que le précédent, puisque ordinairement on ne trouve pas de potasse dans les eaux. Une source des Beni-Jeuni est la seule qui renferme une faible quantité de potasse.

Nous avons signalé au pied du fort Napoléon une source ferrugineuse qui pourra être utilisée dans certains cas de maladie par les habitants du fort Napoléon. En tous les cas, elle constituera une boisson saine et agréable. Elle a une température de 19°. On peut la considérer comme une source thermale par rapport aux sources ordinaires dont la température varie de 11° à 15°,75.

La topographie du pays s'oppose à ce qu'on fasse en Kabylie de grandes cultures de céréales ou de plantes industrielles. La vigne y réussirait à merveille et sans doute les habitants européens de Fort-Napoléon, ne négligeront pas cette source nouvelle de produits. Quant aux Kabyles ils s'adonneront avec une nouvelle ardeur à la plantation du figuier et de l'olivier et à l'élève du bétail. L'occupation française leur fournira un débouché plus grand qu'autrefois, et nous les verrons aussi, à l'époque des moissons, venir suppléer à la pénurie des bras chez les colons qui cultivent la plaine.

Les Kabyles sont travailleurs; leur sol âpre et sauvage ne nourrit qu'à grand peine les populations nombreuses qui l'habitent. Aussi, le commerce et l'industrie sont-ils en grand honneur chez ces rudes montagnards. On voit dans leurs villages des artisans de toute sorte, charpentiers, menuisiers, forgerons, bijoutiers, armuriers, faux monnayeurs, potiers de terre. Le village d'Aït-el-Hassen, chez les Beni-Jeuni, avait le monopole de l'industrie de la fausse monnaie avant l'occupation française. 200 pièces fausses de 5 francs étaient vendus pour 50 francs de bon aloi sur les marchés kabyles, et les acheteurs allaient les écouler au dehors. Bien entendu que cette industrie, coupable au point de vue européen, a été anéantie par la conquête. La fausse monnaie se fabriquait en coulant du métal fondu dans un moule composé de deux moitiés réunies par trois tenons. D'après plusieurs analyses faites au laboratoire d'Alger, le cuivre allié à des proportions variables d'argent, de zinc et de nickel, constitue la base de la fausse monnaie kabyle.

Les Kabyles achetaient sur nos marchés les métaux bruts, fer, acier, cuivre, zinc, argent qu'ils élaboraient

chez eux. Cette circonstance, rapprochée de l'intelligence industrielle de ces montagnards, nous fait penser que leur pays n'est pas riche en gîtes métallifères proprement dits.

L'exploration bien incomplète, il est vrai, que nous avons pu faire pendant l'expédition de 1857 n'a pas été couronnée de brillants résultats au point de vue de la découverte des gîtes de cette nature.

Dans une première course que nous avons faite avec M. l'ingénieur Vatonne, nous avons trouvé au pied du revers nord de la chaîne granitique des Flissa, à 5 kil. sud-est du caravansérail d'Azib-Zanoun, dans un ravin profondément encaissé, un bloc roulé de peroxyde noir de manganèse contenant à l'intérieur un noyau de couleur rose, formé d'un silicate multiple à base de manganèse, chaux, magnésie et oxyde de fer. Des minerais semblables se trouvent dans le massif de roches cristallines de la Bouzareah (environ d'Alger) et leur analyse a été faite par M. Ebelmen.

Le ravin des Flissa présente un barrage naturel formé par des couches de calcaire saccharoïde qui vont sans interruption d'un bord à l'autre. Les eaux qui sont en amont du barrage s'écoulent au dehors par une galerie naturelle de 2 mètres de haut sur 3 à 4 mètres de large. C'est un phénomène géologique très-curieux et que nous signalons à l'attention des touristes.

A 500 mètres nord du Souk-el-Khamis, chez les Maatka, le sentier qui mène de Tiziouzou à Dra-el-Mizan coupe une veine d'hydroxyde de fer qui affleure sur 4 mètres de long et $0^{m},30$ d'épaisseur dans du micaschiste d'un gris clair. Sur le revers sud-ouest de la montagne des Beni-Jeuni, à proximité du village de Taourirt-el-Hadjadj, il y a un gîte de minerai de fer qui occupe une superficie de 100 mètres de long sur 50

de large. L'hydroxyde de fer sert de gangue à une brèche formée de débris de micaschiste, et parfois il constitue un véritable minerai très-riche et à tissu caverneux. Il paraît être un dépôt de source ferrugineuse qui se serait répandue à la surface du sol, et qui serait en relation avec une roche trappéenne verdâtre, de nature éruptive, qu'on voit tout près de là.

Quatre échantillons ont donné une richesse en fer variable de 0,426 à 0,569.

A 200 mètres au delà du gîte de fer, le micaschiste prend une couleur noire très-prononcée, qu'il conserve suivant une bande de 100 mètres de large et une hauteur d'environ 300 mètres, du haut en bas de la montagne. Il doit cette couleur à une certaine proportion de graphite qui varie de 2 à 2,20 p. 100. C'est une ressemblance de plus entre les roches cristallines de la Kabylie et celles de la Bouzareah.

On sait qu'il existe aux Frais-Vallon, aux environs d'Alger, des schistes micacés, colorés par du graphite, et sur lesquels on a fait bien inutilement des travaux de recherches de houille. Cet insuccès doit tenir en garde contre les travaux de recherches qu'on pourrait être tenté de faire sur les micaschistes graphitiques de la Kabylie.

Auprès de la mosquée de Sidi-Caïd, chez les Beni-Menguittet, il y a un gîte de fer oxydulé en petits grains noirâtres, gros comme une tête d'épingle, disséminés dans une gangue de sulfate de baryte blanc. Ce gîte forme une série de lentilles de $0^m,60$ à $0^m,90$ d'épaisseur, enclavées dans le micaschiste, parallèlement à la stratification de ce dernier. Elles suivent à peu près le même alignement sur une centaine de mètres, et donnent lieu à une série de petites crêtes saillantes de 1 à 2 mètres de haut. Le fer oxydulé est beaucoup moins

abondant que le sulfate de baryte. Le minerai se présente comme une roche blanche piquetée de noir. Il est trop pauvre pour être l'objet d'une exploitation quelconque.

Les indices métallifères que nous venons de signaler montrent qu'un explorateur plus heureux que nous découvrira peut-être un jour, en Kabylie, des gîtes plus importants.

Chaîne du Djurjura.

La chaîne du Djurjura se dirige à peu près de l'est à l'ouest, et s'étend du col de Tirourda au Djebel-Nador sur une longueur d'environ 44 kilomètres. Sa crête dentelée est presque entièrement dépourvue de végétation. Elle se couvre de neige pendant tout l'hiver, et présente plusieurs pics élancés désignés dans le pays sous le nom de Tamgout. Le pic culminant est celui de Lalla-Khedjdja qui se trouve à 2.517 mètres au-dessus du niveau de la mer. Les observations que nous avons pu faire sur la chaîne du Djurjura sont encore fort restreintes, et nous ne les donnons ici qu'à titre de renseignement.

Au col de Tirourda dont l'occupation a terminé la conquête de la Kabylie, la chaîne du Djurjura présente une succession de couches de calcaire et de poudingues plongeant au nord sous un angle variable de 50 à 80°. Les calcaires ont une couleur gris clair à l'extérieur, et de loin paraissent presque blancs. A l'intérieur, ils sont gris foncé, à texture compacte, subcristalline et à cassure esquilleuse. Nous n'y avons pas trouvé de fossiles, non plus que dans les poudingues. Ceux-ci sont en général formés de débris de quartz de diverses couleurs, colorés extérieurement par un enduit ferrugineux rougeâtre; et ils passent parfois à l'état de grès rougeâtres, par suite de la diminution des débris de quartz. Comme ils sont très-répandus sur le revers

nord du Djurjura et qu'ils se voient de très-loin, c'est à leur couleur qu'est due peut-être l'appellation de *Mons ferratus* que les Romains donnaient au Djurjura.

Depuis la conquête, on a trouvé du plâtre sur le col de Tirourda, et on l'exploite aujourd'hui pour les besoins du fort Napoléon.

Ce col paraît très-convenable pour l'établissement d'une route carrossable qui relierait l'oued Sahel à la Kabylie, en passant par le pied du sebt des Beni-Jahia et par le fort Napoléon.

Une source minérale (Hadjar-el-Hammam) se trouve chez les Beni-Ataf, au pied du rocher du Djurjura. Elle dépose du travertin blanc, qui de loin brille au soleil comme du sel. Cette eau n'est pas alcaline, et diffère par là de la plupart des eaux potables de la Kabylie.

Le pic de Lalla-Khedjdja se compose de calcaire subsaccharoïde, gris clair. On trouve de nombreux cailloux roulés qui en proviennent dans le lit de l'oued Djema et de l'oued Aïssi. Ces galets sont mélangés à des blocs roulés de diorite verte indiquant que sur la chaîne du Djurjura il y a des roches éruptives.

Terrain nummulitique sur le Tamgout des Beni-Koufi.

Le Tamgout des Beni-Koufi, qui se trouve à la cote de 2.066 mètres, forme l'extrémité occidentale de la chaîne rocheuse proprement dite du Djurjura. Il se compose essentiellement de calcaire gris clair, compacte ou semi-cristallin, dans lequel il est difficile d'observer une stratification quelconque. Au pied du revers occidental du Tamgout, il y a du calcaire compacte, bleuâtre, bien stratifié, dans lequel nous avons vu un rostre de bélemnite. L'aspect physique de ce calcaire rapproché de la présence de ce fossile tendent à faire admettre dans le Djurjura l'existence du terrain crétacé; mais la masse principale de la montagne est formée par un calcaire d'un aspect différent, et que nous

pensons appartenir au terrain nummulitique. En effet, le Tamgout des Beni-Koufi est une espèce de coin engagé vers l'ouest au milieu d'une assise très-épaisse de poudingue du terrain tertiaire moyen contenant de nombreux cailloux roulés de calcaire pétri du nummulites. L'un de ces débris de calcaire nummulitique, dont le volume atteint un mètre cube, est à arêtes vives et présente la même texture et le même aspect que le calcaire gris clair que l'on trouve au sommet de Tamgout.

Nous avons du reste observé, en 1858, une petite chaîne de calcaire nummulitique à Birin, au milieu des steppes du sud de la province d'Alger, et ce calcaire ressemble souvent à s'y méprendre à celui du Tamgout des Beni-Koufi.

Terrain nummulitique aux environs de Dra-el-Mizan.

Le terrain nummulitique, caractérisé par un cachet tout particulier des roches qui le composent et par la présence de nummulites en place, affleure en plusieurs points aux environs de Dra-el-Mizan, au sud du massif de roches cristallines de la Kabylie. On l'observe : 1° au col d'Odenja, à 14 kil. nord-ouest de Dra-el-Mizan; 2° au col de Mahallet-Ramdan situé à 28 kil. sud-ouest de Dra-el-Mizan, sur le prolongement ouest de la crête du Djurjura, le long du sentier qui mène de Dra-el-Mizan à Aumale.

Le terrain nummulitique se compose de couches de marnes grises, de grès siliceux généralement durs, blanchâtres, et de calcaire ordinairement compacte, blanchâtre ou verdâtre, plus ou moins argileux, et susceptible parfois de donner de la chaux hydraulique par la cuisson.

Sources acidules et alcalines de l'oued Edjelata.

Les sources oxydules et alcalines de l'oued Edjelata se trouvent à 11 kil. sud-ouest de Dra-el-Mizan sur la zone de contact des terrains nummulitique et tertiaire moyen. Elles présentent la composition générale des

eaux alcalines sortant des terrains cristallins de la Kabylie. Seulement elles sont beaucoup plus chargées d'acide carbonique libre et de matières salines. Elles contiennent en effet, par kilogramme d'eau, 4g,7704 de sels divers (chlorure de sodium, sulfate et carbonate de soude, carbonates de chaux et de magnésie, oxyde de fer, silice).

Ces eaux gazeuses sont utilisées parfois à l'hôpital militaire de Dra-el-Mizan.

Terrain nummulitique à l'est de Dellys.

Il existe dans le cercle de Dellys un terrain stratifié, sans fossiles, que ses caractères minéralogiques rapprochent du terrain nummulitique du col d'Odenja et différencient du terrain tertiaire moyen de Dellys. Aussi nous le rangeons provisoirement dans le terrain nummulitique. Il s'étend du nord au sud, depuis le rivage de la mer jusqu'au parallèle du village de Taourgha; et de l'ouest à l'est, depuis l'oued Sebaou jusqu'au delà des ruines romaines de Tagsebt. Une ramification s'avance comme un coin vers l'ouest, à partir du Sebaou jusqu'auprès de la rive droite de l'Isser.

Ce terrain renferme de nombreuses lentilles de grès siliceux, blanc jaunâtre, très-dur, qui donnerait de bons pavés et qui, auprès de *rocher blanc* et des ruines romaines de Tagsebt, donnerait de belles pierres d'appareil. Aux environs de Dellys, il renferme des lentilles de calcaire argileux qui sont exploitées avec avantage pour faire de la chaux hydraulique. Les marnes de ce terrain sont contournées et renferment des boules de pyrite de fer.

Le terrain nummulitique renferme des sources ferrugineuses froides.

1° Auprès du village de Mazer, à proximité du *rocher blanc* sur le bord de la mer;

2° A 1.000 mètres nord de la maison du caïd de

Taourgha, auprès d'un café maure, situé sur la route muletière de Dellys à Tiziouzou.

Ces sources sont très-peu abondantes.

Terrain tertiaire moyen de la subdivision de Dellys.

Le terrain tertiaire moyen est très-répandu dans la région que nous avons étudiée. Il est caractérisé en plusieurs points par ses fossiles et partout par la constance de sa composition minéralogique. Il entoure d'une bande continue la partie occidentale du massif cristallin de la Kabylie contre lequel ses couches se redressent fortement, et il se poursuit jusqu'à Dellys, en remplissant une grande lacune comprise entre l'Isser et le Sebaou.

Le terrain tertiaire moyen présente un développement considérable à l'extrémité ouest du Djurjura, au pied du Tamgout des Beni-Koufi. Il y forme une série de bancs épais de poudingue plongeant en général au nord-nord-est sous un angle variable de 60° à 85°. Le poudingue tertiaire se compose essentiellement de galets de calcaire gris, compacte ou semi-cristallin, semblable à celui que nous avons vu en place sur le Tamgout des Beni-Koufi. Plusieurs de ces galets sont pétris de grandes nummulites, ce qui indique clairement que le poudingue est d'un âge postérieur à la période nummulitique. On trouve aussi parmi les galets des débris de quartz, de micaschiste, de grès quartzeux rougeâtre, et de calcaire compacte schisteux gris sans fossiles. Mais les calcaires à nummulites sont les plus répandus. Chez les Beni-Koufi, le poudingue tertiaire a une épaisseur de 3 à 400 mètres et forme un revêtement régulier au pied du massif nummulitique du Djurjura. En descendant vers le nord, il fait place à une assise de grès grisâtre plus puissante encore, et où l'on retrouve de nombreux débris de roches cristallines comme dans le poudingue lui-même.

Les grès et poudingues tertiaires à débris de roches cristallines se retrouvent autour des trois massifs de roches cristallines contre lesquels ils sont fortement redressés, et dans le pâté montagneux compris entre l'Isser et le cap Bengut, aux environs de Dellys. Ils alternent avec des assises de marnes qui souvent forment le fond des vallées, par suite des larges ondulations que présentent les couches du terrain tertiaire moyen.

Auprès de Tiziouzou, ces marnes renferment des lentilles de calcaire dolomitique riche en silice gélatineuse, et que l'on exploite depuis peu pour faire de la chaux hydraulique. On trouve aussi du calcaire semblable dans le terrain tertiaire moyen des environs de Dellys.

Fossiles du terrain tertiaire moyen de Dra-el-Mizan Tiziouzou, Dellys.

Indépendamment de la constance des caractères minéralogiques et de la continuité des couches que l'on peut suivre entre le pied du Djurjura, Dra-el-Mizan, Tiziouzou, le Djebel-Bouberak, sur la rive gauche du Sebaou, et le cap Bengut (Dellys) sur la rive droite de cette rivière; de nombreux fossiles recueillis dans diverses localités contribuent à fixer l'âge du terrain tertiaire. Ainsi l'on a trouvé, au milieu du poudingue tertiaire, des galets en place pétris de nummulites : 1° au pied du Tamgout des Beni-Koufi; 2° auprès de Dra-el-Mizan; 3° sur la rive gauche de l'oued Haouedja, dans un poudingue qui se lie d'une manière continue, bien évidente avec les grès et poudingues du cap Bengut. Il y a des Clypeaster scutellatus et autres oursins, parmi lesquels le schizaster dans les grès tertiaires d'Ain-Tezazat, près du col d'Odenja, grès qui reposent en stratification discordante sur les couches nummulitiques.

Il y a des ostrea crassissima dans les grès tertiaires de la rive droite de l'oued Tamdiret, affluent de l'oued

Djema qui limite à l'ouest les terrains que nous avons explorés. On trouve de petites dentales, des peignes et des clypeaster scutellatus dans les grès tertiaires qui sont à 5 kil. sud du caravansérail d'Azib-Zamoun, à la sortie de la gorge qui est fermée par le barrage naturel dont nous avons parlé plus haut. A Tiziouzou, on a recueilli les mêmes fossiles, dentales, peignes avec des anomies. Enfin, à Dellys même, nous avons trouvé dans les grès tertiaires un fragment de pecten d'une espèce indéterminable, mais dont la présence suffit pour empêcher de donner à ces grès un âge trop ancien, celui du terrain houiller par exemple. On voit, par ce qui précède, que les caractères minéralogiques stratigraphiques et paléontologiques concordent pour la détermination exacte du terrain tertiaire moyen de la subdivision de Dellys.

Indices de lignite dans les grès tertiaires de Tiziouzou.

Les grès tertiaires des environs de Tiziouzou renferment de nombreuses empreintes végétales carbonisées, indéterminables au point de vue botanique, et parallèles à la stratification des couches. On y trouve aussi des nids, des veines et des plaquettes isolées de lignite friable, d'un brun noir éclatant. L'exploitation des carrières de pierre de taille fait découvrir journellement de nouveaux indices de lignite. Mais jusqu'ici tous ces indices n'ont présenté aucune suite. Ils résultent de l'enfouissement de branches d'arbres contemporains du dépôt tertiaire moyen. Rien n'autorise à penser qu'ils dénotent en profondeur l'existence d'une couche régulière de lignite. Car, en vertu du relèvement des couches tertiaires contre le massif de roches cristallines des Ouled Boukhalfa et des Maatka, on peut passer en revue les affleurements de presque toutes ces couches, et nulle part on n'y a constaté l'existence d'une couche de lignite.

Terrain tertiaire moyen des environs de Dellys.

Le terrain tertiaire moyen des environs de Dellys occupe entre le Sebaou à l'est, et l'Isser à l'ouest, une surface d'environ 90 kil. quarrés qui commence au nord-est à la ville de Dellys et se continue au sud-ouest par une langue étroite avec le terrain tertiaire moyen qui enveloppe le massif de roches cristallines de la Kabylie. Il est limité à l'est et au sud par le terrain nummulitique, au nord et à l'ouest par le massif de roches éruptives du cap Djinet. Dans toute son étendue, il se compose de couches de marnes grises, de grès quartzeux à ciment argilo-calcaire violacé ou jaunâtre, et de poudingue formé le plus souvent aux dépens de roches granitiques, et contenant aussi des débris du terrain nummulitique, grès quartzeux très-dur, calcaire blanchâtre compacte sans fossiles, calcaire pétri de nummulites. Ce dernier caractère, rapproché de la continuité des couches tertiaires qu'on observe à Dellys, Djebel-Bouberak, Tiziouzou, Dra-el-Mizan, ne permet d'élever aucun doute sur l'âge géologique des terrains du cap Bengut.

Roches éruptives des environs de Dellys.

Des éruptions de roches basaltiques ou trappéennes de diverses natures ont traversé à diverses époques le terrain tertiaire moyen des environs de Dellys, et ont commencé à se produire pendant le dépôt même de ce terrain.

La roche éruptive se présente le long du rivage, tantôt en amas irréguliers sans stratification apparente, et contre lesquels vont buter les couches tertiaires, tantôt en nappes régulières enclavées en stratification concordante au milieu de ces mêmes couches. Ces nappes sont alors associées à des couches de brèches à débris basaltiques, de marnes vertes et rouges, et de grès verdâtres qui paraissent avoir été formés eux-mêmes aux dépens de la roche éruptive de même couleur.

Le Djebel-Djinet constitue le massif principal de roche éruptive. Il occupe une superficie de 30 kil. quarrés environ et se poursuit sur 8 kil. de longueur le long du rivage, depuis l'oued el Arba à l'est jusqu'à l'oued Houmara à l'ouest.

La roche du cap Bengut se compose d'une pâte noire, très-dure, au milieu de laquelle sont disséminés de très-petits cristaux blancs translucides. Elle se divise en gros prismes pentagonaux qui s'étalent en éventail; parfois la pâte de la roche éruptive est de couleur rose, et formée par un silicate à base d'alumine et de potasse qui, par sa densité et sa composition, se rapproche du pétrosilex.

D'autres îlots de roche éruptive font saillie hors du terrain tertiaire moyen des environs de Dellys. Le terrain longeant la mer, à l'ouest de la pointe de Dellys, est formé presque en entier de basalte, depuis cette pointe jusqu'à l'embouchure de l'oued Sebaou. Le basalte montre généralement le long de la mer de grands escarpements noirâtres et verticaux contre lesquels les vagues se brisent avec violence. Il renferme de petits cristaux de pyroxène noir et de péridot verdâtre, de la mésotype, des nodules de quartz opale et de chaux carbonatée rayonnée. On y voit aussi des filons irréguliers de carbonate de chaux. L'apparence de la roche éruptive varie beaucoup suivant les différents points où on l'observe. Tantôt elle a l'aspect scoriacé et noirâtre. Elle est criblée de bulles assez grandes produites sans doute par l'échappement de la vapeur d'eau et des gaz avant la consolidation de la masse; ailleurs elle est compacte et très-dure, ou bien elle est terreuse, friable et pourrait alors être utilisée sans doute comme pouzzolane naturelle. Parfois elle est coupée par des veines de serpentine verte douce au toucher.

Indices de lignite dans le terrain tertiaire moyen des environs de Dellys.

Les grès tertiaires des environs de Dellys renferment des empreintes végétales carbonisées indéterminables et des nids, veinules et plaquettes de lignite, parallèles à la stratification des couches. Quelquefois ce lignite forme l'écorce de branches d'arbres dont l'intérieur est rempli de grès; tantôt l'écorce est à l'état de charbon roux par suite d'une transformation incomplète en combustible minéral. Tantôt elle est d'un beau noir éclatant et à l'état de lignite parfait. Celui-ci brûle avec une flamme longue et fuligineuse. Il est excessivement friable et se désagrége en fragments très-minces sous la plus faible pression des doigts. Il dégage des vapeurs acides par la distillation en vase clos, et laisse un coke très-léger ayant l'éclat métallique, et qui s'incinère facilement à l'air comme du charbon de bois.

La découverte d'un gîte exploitable de lignite dans les grès tertiaires de Dellys, au moyen d'un sondage vertical paraît très-problématique. En effet, les couches de grès qui sont peu inclinées en certains endroits et notamment dans la plaine des jardins, sont redressées presque verticalement sur le bord de la mer, de manière à présenter leurs tranches, et nulle part, en étudiant ces dernières, on n'aperçoit de couches régulières de combustibles. Ce sont partout des indices sans suite. L'exploitation des carrières de grès est un véritable travail d'exploration fait sur ces indices de lignite; car c'est elle qui a fait découvrir les plus beaux fragments recueillis jusqu'à ce jour, et cette exploration est bien loin d'être satisfaisante.

Fragments isolés de combustible minéral analogue à la houille dans l'îlot basaltique du cap Bengut.

L'îlot de roche éruptive voisin du cap Bengut à Dellys est divisé en blocs irréguliers d'un volume très-variable par une multitude de fentes dans lesquelles on trouve des fragments isolés de combustible fossile présentant l'aspect de houille de bonne qualité. Ces

fragments qui sont à angles vifs, d'une longueur de $0^m,06$ à $0^m,07$ au plus, ont $0^m,04$ d'épaisseur maximum. Ils se rapportent à deux variétés de combustible : l'une est très-sèche et brûle sans flamme, l'autre qui est la plus abondante est très-grasse et brûle avec une longue flamme.

La variété sèche, placée en morceaux dans une capsule de platine rougie par une lampe à alcool à double courant d'air, ne se consume pas, à cause de la faible quantité de matières bitumineuses volatiles qu'elle renferme. Par la combustion en vase clos, elle ne donne pas de coke. Elle renferme 0,793 de carbone. Elle est d'un beau noir éclatant, et son aspect extérieur ne suffit pas pour faire prévoir *à priori* sa composition chimique. Elle ressemble complétement à la variété grasse..

Celle-ci renferme 0,0182 à 0,0574 de matières terreuses. Elle est très-pure comme la précédente et d'un beau noir éclatant. Elle s'allume et brûle avec facilité à la simple flamme d'une bougie, en donnant une flamme blanche et vive, et répandant une fumée noire et épaisse par la distillation en vase clos ; il se dégage de l'eau ammoniacale comme dans la distillation des houilles, des huiles bitumineuses épaisses de couleur fauve et des gaz inflammables. Il reste un coke dur, compacte, ayant le brillant du fer métallique. La proportion du charbon fixe est aussi élevée que dans la plupart des houilles grasses de bonne qualité et varie de 0,5680 à 0,6000. Son pouvoir calorifique est également considérable et varie de 6,111 calories à 6,282 calories. Ce combustible est compacte, dur, et ne se brise pas sous la pression des doigts. Il est en définitive de très-bonne qualité et serait propre à tous les usages industriels, s'il se rencontrait en quantité considérable. Malheureusement il n'en est pas ainsi. Quoique la roche érup-

tive se présente en plusieurs points aux environs de Dellys, on n'y a encore trouvé de fragments de combustible que dans une seule localité, au cap Bengut. Et ces fragments sont assez rares. Il faut abattre de gros volumes de roche éruptive pour trouver quelques petits morceaux de combustible fossile.

Ce dernier a une origine aqueuse et a été produit par des végétaux. Certains échantillons présentent en effet à leur surface des parties ternes, fibreuses, ayant tout à fait la texture du charbon de bois. Les divers fragments de combustible offrent des traces évidentes de stratification caractérisées par des zones parallèles et d'éclat différent. Ils se brisent dans le sens de ces zones bien plus facilement que dans le sens perpendiculaire. Enfin, on a trouvé dans le basalte un fragment de roche calcaire dolomitique et bitumineuse, montrant dans sa cassure des zones parallèles dues à la stratification, et elle est adhérente à une zone parallèle aux précédentes et formée de combustible minéral très-pur.

On peut donc admettre que les fragments de combustible que l'on trouve isolés dans les fentes de basalte de Dellys appartenaient primitivement à un dépôt stratifié d'origine aqueuse, à travers lequel ce basalte a fait irruption. Des fragments de combustible et de la roche encaissante ont été entraînés par ce basalte, et portés ainsi d'une profondeur qui nous est inconnue jusqu'à la surface du sol.

On doit se demander maintenant quel est l'âge du terrain stratifié contenant ce combustible, quelle est l'étendue probable du dépôt de combustible lui-même, et quels travaux on pourrait exécuter pour arriver jusqu'à ce dernier dépôt.

D'après les propriétés physiques et chimiques de la

partie combustible, on voit que celle-ci diffère très-notablement du lignite contenu dans le terrain tertiaire moyen, soit de Dellys, soit de Tiziouzou. Mais la différence n'est plus aussi grande, si l'on compare les compositions des parties terreuses intimement mélangées à ces divers combustibles, soit entre elles, soit avec les compositions des roches tertiaires encaissantes.

Les parties terreuses des combustibles sont toutes formées d'argile, de peroxyde de fer, de traces de pyrite de fer, de carbonates de chaux, de magnésie et de protoxyde de fer. Les limites entre lesquelles varient les proportions de ces trois carbonates sont à peu près les mêmes dans les grès, les calcaires, les lignites tertiaires de Dellys et de Tiziouzou, et dans les combustibles qu'englobe le basalte. Si l'on observe, en outre, que les véritables houilles sont rarement intimement mélangées à du carbonate de chaux, parce qu'elles sont presque toujours intercalées dans des roches argileuses, même dans des terrains calcaires, et que l'inverse arrive pour le lignite, on sera conduit à rapprocher le combustible englobé dans le basalte de Dellys, du lignite contenu dans le terrain tertiaire moyen de cette localité, et à expliquer les différences de propriétés physiques et chimiques de ces deux combustibles par l'action que la roche éruptive aura exercée sur les fragments de lignite qu'elle aura englobés. Cette action n'est pas du reste un fait nouveau dans les annales de la géologie. Le mont Meissner et d'autres gisements nous offrent des exemples analogues. (Voir le mémoire de M. Delesse sur le métamorphisme, *Annales des mines* de 1857, t. XII, p. 126.) On exploite au Meissner une couche de lignite de 6 à 30 mètres de puissance, recouverte par une couche d'argile plastique de $0^m,15$ à $1^m,70$ d'épaisseur sur laquelle s'est épanchée une nappe

basaltique de 200 mètres de puissance. Ce lignite a pris la structure prismatique et s'est changé en anthracite dans la partie la plus rapprochée du basalte. A mesure qu'il s'en éloigne, il se transforme successivement en houille sèche, puis en jayet; et enfin la partie la plus éloignée du basalte est restée à l'état normal. Rien ne s'oppose dès lors à ce que le lignite tertiaire de Dellys ait subi la même transformation, en se trouvant emprisonné au milieu de la roche basaltique ou trappéenne.

Les nombreuses observations faites sur le métamorphisme produit par les roches trappéennes indiquent que ces roches, lors de leur apparition au jour, avaient souvent une température inférieure à celle qui est nécessaire à la production du coke, et c'est ce qui explique pourquoi on n'a pas trouvé de coke dans le basalte de Dellys.

On peut s'étonner au premier abord que la même roche éruptive agissant directement sur des fragments de lignite ne les ait pas transformés de la même manière, soit en houille grasse, soit en houille maigre. Or les fragments trouvés jusqu'ici se sont montrés isolés les uns des autres. Dès lors, rien ne prouve qu'ils viennent d'un même fragment de lignite primitif; par suite des lignites de composition différente, comme les plaquettes et nodules de Dellys, auront éprouvé par l'action de la même roche éruptive des transformations différentes. Alors même que les divers fragments d'un combustible modifié proviendraient d'un même fragment de lignite primitif, comme la roche éruptive n'a pas partout une composition homogène, elle pourra produire des effets différents à des distances très-rapprochées, et l'on aura alors des combustibles modifiés de nature différente : houille sèche, houille grasse. L'action de l'air et de l'eau qui pénètrent dans les fentes où se

trouvent les fragments de combustible du basalte peut contribuer aussi à faire disparaître le principe gras de certains échantillons.

D'après toutes ces considérations, nous pensons que le combustible englobé dans le basalte de Dellys n'est autre chose que du lignite arraché au terrain tertiaire moyen et modifié par son contact avec la roche éruptive (1).

Quoique les roches éruptives constituent dans le cercle de Dellys des masses plus ou moins considérables et isolées les unes des autres, on n'a encore trouvé de combustible qu'en un seul point, auprès du cap Bengut; or le jet éruptif qui a porté au jour les fragments de combustible peut venir d'un point quelconque de l'horizon, soit du côté de la terre-ferme, soit du côté de la mer. Dès lors on ne peut rien dire sur l'étendue et la position topographique du gîte de lignite, et par conséquent sur l'emplacement qu'il faudrait choisir pour le recouper au moyen d'un sondage vertical. En outre, les fragments de lignite trouvés dans le basalte n'ayant pas plus de $0^m,04$ d'épaisseur, et étant en définitive très-peu nombreux, car jusqu'à ce jour on n'en a pas trouvé en tout plus d'un décalitre, il est probable que le gîte de lignite a peu de puissance, et qu'il est comparable aux plaquettes fort minces que l'on rencontre dans les grès tertiaires de Dellys, Tiziouzou, le cap Matifou et Ténès. On en a une nouvelle preuve dans l'étude des roches tertiaires redressées verticalement sur la croupe rocheuse de Dellys. On peut y passer en revue une très-grande partie des couches tertiaires, bien mieux qu'on ne le ferait par un sondage vertical tra-

(1) *Annales des mines*, t. XII, p. 137. *Études sur le métamorphisme*, par M. Delesse.

versant les mêmes couches supposées horizontales, et l'on sait que le lignite ne s'y présente que par veinules et plaquettes isolées sans aucune suite.

Parfois il arrive que les roches trappéennes ne font subir aucune modification aux combustibles avec lesquels elles sont en contact. On pourrait prétendre que le même fait s'est reproduit à Dellys, et que dès lors le combustible englobé dans le basalte a été arraché à une véritable couche de houille qu'il serait possible de rechercher par un sondage. Ceci n'est qu'une hypothèse gratuite que rien ne justifie *à priori*; tandis qu'au contraire, la comparaison des matières terreuses intimement mélangées au combustible englobé dans le basalte et aux lignites de Dellys et Tiziouzou, avec la composition des roches tertiaires qui encaissent ces lignites, donne un grand poids à l'hypothèse qui a été discutée en premier lieu (celle de la transformation du lignite par la roche basaltique). Alors même que le combustible du basalte fût de véritable houille, non modifiée par la roche éruptive, on ne peut affirmer qu'il provient réellement du terrain houiller; car on trouve de la houille non-seulement dans le terrain houiller lui-même, mais encore dans les terrains jurassique, crétacé et tertiaire. Toutefois, ce sont des gisements exceptionnels sur lesquels on ne peut faire des travaux de recherches que lorsqu'on a des preuves manifestes de leur existence. Dans le cas actuel, on ne peut rien préciser sur l'étendue et la situation topographique du prétendu gîte de houille, puisqu'il n'a été traversé que par un seul jet éruptif venant d'un point inconnu de l'horizon; et quant à la profondeur qu'atteindrait le sondage par lequel on voudrait le recouper, on conçoit qu'elle peut être tellement considérable que le travail serait impossible avec nos moyens actuels d'exécution.

Nous avons constaté, en effet, aux environs de Dellys, la présence des terrains tertiaires, moyen et nummulitique, qu'il faudrait certainement traverser sur une grande épaisseur.

En d'autres points de l'Algérie, affleurent, à des niveaux géologiques inférieurs, le terrain jurassique et le trias. On comprend donc que si le terrain houiller existe sous Dellys, il s'y trouve, sans doute, à une profondeur tellement grande que l'industrie ne peut songer à l'exploiter; mais, nous le répétons, l'hypothèse de son existence est tout à fait gratuite et rien ne la justifie.

La recherche d'un gîte de combustible aux environs de Dellys par des sondages verticaux offre peu de chances de succès.

Ainsi, dans tous les cas, soit que les fragments de combustible englobés dans le basalte de Dellys proviennent d'une véritable couche de houille (ce qui est très-peu probable), soit qu'ils proviennent d'une simple lentille de lignite tertiaire entraînée par le basalte (hypothèse un peu plus probable que la précédente), on voit que les chances de succès de trouver ce dépôt de combustible au moyen de sondages verticaux sont très-minimes, et qu'une compagnie qui entreprendrait des sondages de cette nature doit s'attendre à des mécomptes de toute espèce, et sera exposée à engloutir en pure perte des sommes très-considérables.

Nature alcaline des eaux potables du terrain tertiaire moyen des environs de Dellys.

Les eaux potables du terrain tertiaire moyen ont à peu près la même composition que les eaux potables des terrains cristallins de la Kabylie, et l'on comprend *à priori* qu'il pouvait en être ainsi, puisque les roches du terrain tertiaire moyen sont formées le plus souvent avec des débris arrachés aux terrains cristallins. Elles contiennent par kilog. d'eau 0g,5037 à 1g,2743 de sels divers formés de chlorure de sodium, sulfate et carbonate de soude; carbonates de chaux et de magnésie, avec de faibles quantités d'oxyde de fer et de silice gé-

latineuse libre et des traces de phosphates terreux. Ces eaux sont très-propres aux usages domestiques, et sont très-remarquables au point de vue hygiénique, à cause de leur alcalinité.

D'après l'inflexion des couches tertiaires, des sondages donneraient probablement de l'eau jaillissante :

1° Au nord-ouest de Tiziouzou, auprès du confluent de l'oued Oumejout et de l'oued Sébaou ;

2° A l'est de Tiziouzou, auprès du confluent de l'oued Aïssi et de l'oued Sébaou, dans le voisinage du poste de Sikh-on-Meddour.

Terrain quaternaire.

Le terrain quaternaire se compose de couches de grès quartzeux friable, et de poudingue formé de débris arrachés aux roches stratifiées plus anciennes et aux roches d'origine ignée. Ils forment le long des principales rivières oued Sébaou, oued Djema, oued Isser, et le long de la mer, des corniches coupées à pic et sur lesquelles les couches sensiblement horizontales dessinent des lignes de niveau.

La grande vallée diluvienne de Dra-el-Mizan est comprise entre le massif de roches cristallines de la Kabylie au nord, et le prolongement occidental du Djurjura au sud. Elle s'écoulait primitivement au nord-ouest par le cours de l'oued Djema. Des arrachements postérieurs à l'époque du dépôt diluvien ont ouvert plusieurs passages à travers le massif de roches cristallines de la Kabylie. Aussi le cours de l'oued Boukdoura et de l'oued Aïssi remontent aujourd'hui jusqu'aux cimes du Jurjura, et donnent écoulement à une partie des eaux superficielles qui primitivement se rendaient à la mer par la vallée de l'oued Djema.

On remarquera que le massif de roches cristallines des ouled Boukhalfa, au nord de Tiziouzou, est coupé de part en part par la vallée de l'oued Sébaou, qui le

traverse dans une gorge très-profonde; de même, les vallées de l'Oued Chra-Cher et de l'oued Shonder coupent de part en part l'îlot granitique d'Azib-Zamoun. Toutes ces vallées transversales dans des roches cristallines, généralement très-dures à une faible profondeur au-dessous du sol, sont à peu près parallèles dirigées du sud-sud-est au nord-nord-ouest. Si les unes paraissent dues à des érosions naturelles qui, à la suite des siècles, ont abaissé le niveau des vallées primitives, d'autres pourraient être attribuées à un cataclysme subit. Les gorges de l'oued Sébaou, dans le massif des Ouled-Boukhalfa, sont dans ce cas.

Le terrain quaternaire fournit des sources d'eau potable et de bonne qualité. L'eau de la fontaine du caïd de Sidi-bel-Abbès-Foukani, près de l'embouchure de l'Isser, renferme par kilog. 0g,8045 de matières salines, composées de chlorures de sodium et magnésium, nitrates de soude et de potasse, sulfates et carbonates de chaux et magnésie; traces d'oxyde de fer, de phosphates terreux et silice. Elle diffère des eaux potables des terrains cristallins et tertiaire moyen par l'absence des sulfate et carbonate de soude, la présence des sulfates de chaux et magnésie et des nitrates de potasse et de soude. Leur composition les rapproche des eaux tertiaires du Sahel de la province d'Alger.

Terrain alluvien.

Le terrain alluvien forme des plaines très-fertiles argilo-sableuses le long du Sébaou et de l'Isser. A la partie inférieure du cours de l'Isser, ses plaines sont souvent marécageuses et donnent lieu à des fièvres paludéennes. Il serait facile de faire disparaître cette cause d'insalubrité.

RAPPORT

SUR

L'EXPLOSION D'UNE CHAUDIÈRE DE LOCOMOTIVE SUR LE CHEMIN DE FER DU MIDI.

Par M. NOBLEMAIRE, ingénieur des mines.

Le 7 juin, une machine locomotive, système Engerth, a fait explosion à Agen dans les circonstances suivantes.

Elle avait été allumée à onze heures du matin et sortait à une heure du dépôt pour aller se mettre en tête du train de marchandises 121; le tender avait été rempli d'eau et la machine alimentée au repos au moyen du petit cheval-vapeur. Obligé de s'arrêter sur la voie du dépôt pour laisser achever une manœuvre, le mécanicien, après avoir graissé sa machine, s'en éloigna avec le chauffeur, et fut s'asseoir à l'ombre d'une voiture garée sur une voie latérale, à 3 mètres en arrière du tender. Moins de cinq minutes après, à une heure vingt minutes environ, la machine faisait explosion, et ces deux agents étaient miraculeusement préservés de toute atteinte.

Disposition de la machine.

Rappelons en peu de mots le principe de la construction de la machine.

La chaudière, d'un diamètre intérieur de $1^m,36$ et longue de $4^m,75$ entre les plaques tubulaires, est composée de cinq anneaux de tôle de $0^m,013$ d'épaisseur. Chacun d'eux est formé d'une seule feuille, dont les deux extrémités sont reliées par quatre lignes de rivets à un couvre-joint horizontal extérieur, de $0^m,20$ de lar-

geur et $0^m,013$ d'épaisseur, placé alternativement à droite et à gauche. Un anneau est relié au suivant au moyen d'une virole extérieure formant couvre-joint de $0^m,15$ de largeur sur $0^m,013$ d'épaisseur, attaché par deux rangs de rivets.

La chaudière est reliée aux longerons, d'abord par les boîtes à feu et à fumée, puis par trois supports embrassant un arc de $1^m,40$, rivés à la chaudière et boulonnés au longeron, pour permettre la dilatation; ils sont formés d'une feuille de tôle embrassée par deux cornières en arc de cercle. La boîte à feu, large de $1^m,08$ et longue de $1^m,63$, est située en arrière du quatrième essieu faisant partie de l'arrière-train articulé qui caractérise ce système de machines.

Le tender ne porte que le coke; l'eau est contenue dans deux caisses, reposant sur le châssis latéralement à la chaudière, et d'une capacité totale de 6 mètres cubes.

La vapeur amenée dans le régulateur par une prise longitudinale (Crampton) arrive dans les cylindres par deux tuyaux extérieurs : trois soupapes, l'une à l'avant, les deux autres à l'arrière, de $0^m,10$ de diamètre, peuvent lui donner issue, s'il s'en produit un excès.

Effets de l'explosion. Deux anneaux, les deuxième et troisième à partir de la boîte à fumée, ont cédé et ont été rabattus et projetés de chaque côté de la chaudière (Pl. VI, *fig.* 1, 2, 3, 4). La caisse à eau de droite a été défoncée et jetée sur le côté, tenant encore au châssis par l'arrière; la caisse de gauche, portant le cheval-vapeur, a été complétement détachée et projetée à 6 mètres, et son panier à eau à 90 mètres sur la gauche. Le tuyau intérieur de prise de vapeur (Crampton) a été arraché sur toute sa longueur et développé; un fragment lancé à 95 mètres en avant,

dans le sens de l'axe de la machine, a défoncé, en tombant, la guérite d'un aiguilleur; la partie de ce tuyau attenante au régulateur a été jetée à 140 mètres sur la droite, près du quai à coke. La tige du régulateur s'est brisée en trois morceaux : l'extrémité antérieure, longue de $0^m,60$, a été lancée à 95 mètres à droite, sur le toit d'une maison élevée de 7 mètres environ. La partie postérieure ne s'est pas détachée du levier, mais s'est recourbée fortement et est venue fouetter à l'arrière l'endroit où se tient d'habitude le mécanicien. La tige du registre, remarquablement contournée, a été lancée à 70 mètres sur la gauche, enlevant sur son passage le toit d'une guérite d'aiguilleur. La soupape d'avant a disparu, celles d'arrière restant intactes. Enfin aucun des tubes n'a crevé; ils ont tous, à très-peu près, conservé leur section circulaire; leurs extrémités sont restées fixées aux plaques tubulaires, intactes elles-mêmes; mais ils ont été plus ou moins courbés, surtout sur la longueur des deux anneaux déchirés. Sauf les trois rangées inférieures, qui sont restées sensiblement horizontales, les autres se sont infléchies dans des plans passant à peu près par l'axe de la chaudière; le tube milieu de la rangée supérieure a pris une flèche de $0^m,20$ pour une corde de 3 mètres environ. Les tubes latéraux ont prêté davantage; leur écartement maximum, primitivement de $1^m,07$, est aujourd'hui de $1^m,80$, ce qui ferait pour les tubes extérieurs, à la hauteur de l'axe de la chaudière, une flèche de $0^m,36$. Ils se sont donc étirés, et l'accident dont nous nous occupons prouve nettement que cette flexion, qui a affecté des tubes bien manifestement baignés, n'est pas une preuve d'un manque d'eau dans la chaudière, comme on l'a dit quelquefois.

Les pièces du mouvement et surtout de la distribution ont été plus ou moins faussées.

Enfin les cylindres, les tuyaux de prise de vapeur, les longerons, roues et essieux n'ont éprouvé aucune avarie (1).

Avant de chercher à se rendre compte des causes qui ont provoqué l'explosion, il est nécessaire de décrire en détail le mode de rupture des deux anneaux de la chaudière. La virole couvre-joint d'avant, qui réunissait les feuilles 1 et 2, a cédé suivant la ligne des rivets d'avant, sur une longueur totale de 3^m,10, se terminant à deux points à peu près symétriquement placés de part et d'autre de la chaudière. Le couvre-joint réunissant les feuilles 2 et 3 a cédé suivant la ligne de rivets d'avant et sur toute la circonférence. De son côté, le couvre-joint horizontal réunissant les deux extrémités de la feuille n° 2 s'est rompu suivant son milieu, et toute la partie M, *fig. 4*, de la feuille comprise entre ce couvre-joint et une ligne brisée passant par le premier support de la chaudière sur une longueur moyenne de 2^m,50, a été lancée à 45 mètres à gauche de la chaudière. Ce support lui-même est resté à peu près intact, mais la feuille de tôle s'est déchirée le long de la cornière d'arrière, sur une longueur de 0^m,60, jusqu'à la génératrice inférieure de la chaudière.

La feuille n° 3 a éprouvé des effets analogues : le couvre-joint réunissant les feuilles 3 et 4 a cédé sur une longueur totale de 3 mètres; la déchirure a suivi sur 2^m,10 la ligne des rivets d'arrière, et sur 0^m,90 le mi-

---

(1) La machine est restée à la même place après l'explosion dont le contre-coup a faussé la voie, le rail de droite s'étant enfoncé de 0^m,13 sous la roue du milieu; le rail de gauche prenant au point correspondant une flèche de 0^m,06 dans le sens horizontal, l'écartement de la voie s'est ainsi trouvé porté à 1^m,51; aussi les roues de gauche de la machine étaient-elles tombées en dedans de la voie.

lieu de l'anneau. Le couvre-joint horizontal réunissant les deux extrémités de la feuille n° 3 s'est rompu suivant l'une des lignes de rivets, la feuille elle-même s'est rabattue à droite en tournant autour de l'arête supérieure du second support. Elle s'est brisée dans ce mouvement en deux parties, dont l'une est restée attenante à la chaudière; l'autre (*fig.* 2) est tombée au pied de la machine : il n'y a eu, pour cette feuille, aucun effet de projection.

Dans cette circonstance, les deux supports ont complétement résisté, sauf celui d'arrière dont une des cornières du côté gauche (C, *fig.* 3) a cédé suivant une ligne de rivets, sur une longueur de $0^m,55$; leur arête supérieure a provoqué des déchirures dans les feuilles de tôle rabattues; mais il est probable que les conséquences auraient été plus graves pour la machine si ces supports n'avaient pas été rivés et si la chaudière n'avait fait que reposer sur eux, comme certains constructeurs le pratiquent.

Discussion des causes de l'accident.

1° Alimentation.

Il résulte de l'ensemble des faits recueillis, que la chaudière ne manquait pas d'eau au moment de l'accident; la machine, allumée depuis deux heures, n'avait pas fait de manœuvres, et par conséquent pas dépensé de vapeur; 25 minutes avant l'explosion, le chef du dépôt d'Agen a vu fonctionner le petit cheval d'alimentation. Si d'ailleurs la chaudière avait manqué d'eau, les effets de l'explosion auraient été tout autres; certaines parties de la chaudière, les tubes, le ciel de la boîte à feu auraient rougi, et l'on comprendrait qu'au moment de la mise en marche l'eau projetée sur ces surfaces eût produit un excès de vapeur; les tubes, d'ailleurs, se seraient sans doute crevés, la boîte à feu aurait été altérée : rien de tout cela n'a eu lieu; la machine était en repos, les tubes ont été étirés par l'ex-

plosion sans presque se déformer; il faut donc chercher ailleurs la cause de l'événement.

2° Charge des soupapes.

Il n'est pas possible de savoir très-exactement quelle était la pression dans la chaudière au moment de l'accident : le mécanicien prétend que, quand il est descendu de sa machine, le manomètre (vérifié depuis) marquait 7 asmosphères. Ce témoignage ne peut être accepté sans discussion; ce qu'il y a de certain, c'est que la cheminée n'était pas capuchonnée comme cela a lieu habituellement pendant les stationnements (la forme qu'a prise le capuchon en fait foi); les tuyaux réchauffeurs étaient fermés et les soupapes ne soufflaient pas; le chef du dépôt qui est repassé auprès de la machine cinq minutes avant l'accident l'a remarqué. Pour voir d'après cela quelle pouvait être la pression intérieure, j'ai vérifié les balances de la machine restées intactes. Pour amener la balance de droite à marquer 8 atmosphères, il a fallu y suspendre un poids de 67 kilog.; la seconde chargée de 62 kilog. marquait 7 atmosphères. Le diamètre des soupapes est de $0^{m},10$ (1), le rapport des bras de leviers $\frac{1}{10}$, le poids de la soupape $1^{k},500$, la pression exercée par le levier 26 kilog. Il est facile d'en conclure que ces soupapes ne pouvaient se soulever que lorsque la pression intérieure de la vapeur atteignait pour l'une $9^{atm},6$ et $9^{atm},9$ pour l'autre. Ces chaudières étant timbrées à 8, il y avait surcharge de $1^{atm},6$ et $1^{atm},9$.

On ne doit pas faire peser la responsabilité de cette

---

(1) Ce diamètre est inférieur à celui donné par la formule réglementaire, qui est $0^{m},119$, correspondant à une surface de chauffe de $159^{mq},90$; mais il faut remarquer qu'il y a trois soupapes donnant à la vapeur un débouché de 235 centimètres quarrés au lieu de 222, que donneraient deux soupapes réglementaires.

surcharge sur le mécanicien; elle tient à une erreur commise dans les ateliers de la compagnie. L'ouvrier chargé de régler les balances le fait en y suspendant des poids déterminés par un tableau qu'il applique indistinctement aux machines à voyageurs et aux machines à marchandises. Or les soupapes des premières ont $0^m,110$, les dernières $0^m,10$ de diamètre.

La même erreur devait affecter la soupape d'avant, qui n'a pu être vérifiée. Cette soupape est identique à celles d'arrière; le rapport des bras est $\frac{1}{8}$ seulement, mais le levier est pressé par deux ressorts au lieu d'un, réglés d'après les mêmes principes.

Il résulte donc de ces faits qu'au moment de l'explosion, bien que les soupapes ne soufflassent pas, la pression à l'intérieur de la chaudière pouvait être de $9^{atm},6$ (1). Elle n'aurait pu s'élever ainsi si le manomètre avait marqué véritablement 7 atmosphères au moment où le mécanicien est descendu de sa machine; la pression n'aurait pu monter de $2^{atm},50$ en moins de cinq minutes. Mais ce témoignage est bien suspect, et, pour qui connaît les habitudes des mécaniciens et la faculté de vaporisation des machines Engerth, il est au moins fort admissible que la pression dépassait la limite réglementaire.

2° Mode de construction de la chaudière.

Mais supposons même que la tension intérieure ne se soit pas élevée au-dessus de 8 atmosphères, et examinons si le mode de construction adopté mettait la chaudière à l'abri de tout accident.

Il est important de constater qu'il s'agit d'une machine presque neuve et dans laquelle la qualité des matériaux n'a pu être altérée par l'usage.

---

(1) Elle pouvait même être notablement plus élevée par suite de l'effet connu de l'adhérence de la soupape sur son siége quand la machine est en repos. (*Note de la rédaction.*)

Elle a été éprouvée à la presse dans les ateliers de M. Gouin en 1857. Livrée à la compagnie le 12 août 1857, elle est restée en disponibilité au dépôt de Narbonne jusqu'au 30 septembre.

Du 1er octobre au 14 décembre, elle a parcouru 5.094 kilog.

Du 15 décembre 1857 au 13 août 1858, elle est restée aux ateliers, où elle a subi des réparations sans importance: réparer le sommier du foyer, consolider la plaque tubulaire par des tirants qui la relient au corps cylindrique, changer les clavettes des armatures du ciel du foyer, remplacer les pompes, les tuyaux de refoulement, les pistons et les tuyaux de prise de vapeur, consolider les cylindres.

Du 14 août au 12 décembre, à la disposition du service.

Du 13 décembre 1858 au 1er juin 1859, elle a parcouru 8.805 kilom.

Cette machine a donc été en service pendant huit mois et a parcouru 13.899 kilom.

Nature des tôles de la chaudière.

Aucune condition spéciale relative à la nature des matériaux n'a été imposée au fabricant; le cahier des charges porte seulement que les tôles doivent être saines et de bonne qualité.

En fait, elles sont loin d'être de qualité supérieure; les déchirures des feuilles montrent les mises parallèles en retraite les unes sur les autres et n'accusent pas un soudage parfait. Ce sont des tôles dures, dont le bas prix a fait accepter les défauts, et qui sont, du reste, employées aujourd'hui pour la construction d'un trop grand nombre de chaudières.

Il est à remarquer cependant que ce ne sont pas elles qui ont cédé, même suivant les lignes de rivets. Outre la déchirure sur les supports, la feuille a projetée à

45 mètres à gauche s'est bien déchirée en deux endroits (*fig.* 4); la feuille 3 s'est déchirée en D (*fig.* 3); en frappant contre les boudins des roues, elle s'est même rompue en deux parties; mais ces accidents ont été manifestement produits par l'explosion et ne l'ont pas provoquée.

Nature des couvre-joints.

Tous les couvre-joints, au contraire, ont cédé suivant leur ligne de moindre résistance. Les viroles qui réunissent deux feuilles consécutives ont 0^m,12 de largeur et 0^m,013 d'épaisseur; leur résistance est augmentée par la soudure de leurs extrémités, qui en fait des anneaux continus : elles sont percées de deux lignes de rivures éloignées de 0^m,07; l'espacement moyen des trous de rivets est de 0,06 d'axe en axe, leur diamètre de 0,02.

La qualité de tous ces couvre-joints m'a paru plus mauvaise que celle des tôles. Les trous de rivure n'y sont pas très-régulièrement percés; leur espacement varie de 0^m,05 à 0^m,07. Si la même irrégularité n'existait pas dans les feuilles de la chaudière, les rivets devaient produire des tiraillements qui fatiguaient l'assemblage. Cet effet peut se remarquer sur la partie de la feuille n° 2, qui a été lancée à 45 mètres de la machine; il a produit en trois endroits, dans l'anneau qui réunissait les feuilles 2 et 3, d'étroites fissures allant du rivet au bord du couvre-joint. Au point L de la feuille projetée (*fig.* 4), où la déchirure s'est propagée, du couvre-joint à la feuille même, il y avait dans le couvre-joint un défaut de soudure bien manifesté dans la cassure par une surface plane oblique de 0^m,013 de profondeur. Enfin, M. le garde-mines Martine a cru remarquer à la partie supérieure des déchirures des viroles A et B les traces d'une fissure préexistante de 0^m,30 de longueur et 0,005 de hauteur. Je n'ai pu vérifier le fait :

toute la surface avait été, à mon arrivée, uniformément rouillée par la pluie.

Efforts supportés par les pièces de la chaudière.

Il est probable que ces petits défauts, peu importants au premier abord, ont diminué, dans une certaine proportion, la résistance des pièces. Il nous reste maintenant à examiner à quel effort elles étaient soumises au moment de l'accident.

Des expériences nombreuses ont montré que la charge qui détermine la rupture de la tôle variait de 3.600 à 4.600 kilog. par centimètre quarré, la charge limite d'élasticité étant 1.500 kilog. environ, tandis que la formule admise par l'administration pour le calcul des épaisseurs des chaudières suppose une résistance approchée de 280 kilog. seulement pour les chaudières ordinaires et 430 kilog. environ pour les machines-locomotives, pour lesquelles on admet une réduction de $\frac{1}{3}$ sur l'épaisseur.

Cette formule $e = \frac{2}{3}[0^m,0018\,d\,(n-1) + 0^m,003]$ donne pour la chaudière, d'un diamètre intérieur de $1^m,36$, une épaisseur de $0^m,0134$, et pour le couvre-joint, qui fait partie d'un cylindre de $1^m,386$ de diamètre intérieur, une épaisseur de $0^m,0136$.

Dans la machine 333, tous les couvre-joints n'avaient que $0^m,0130$ comme la chaudière elle-même. Il eût été plus prudent de leur donner à tous, et surtout aux couvre-joints horizontaux, affaiblis par quatre lignes de rivets, une épaisseur notablement supérieure à celle de la chaudière.

En admettant une pression intérieure de 8 atm., on trouve que suivant une section en métal plein, les efforts supportés par centimètre quarré par une feuille de la chaudière et le couvre-joint vertical étaient respectivement 377 et 384 kil. Dans la section passant par l'axe

des rivets, les deux efforts correspondants étaient 567 et 578 kil. en admettant, ce qui n'est qu'approché, qu'en ce point la résistance propre a diminué comme la section $\frac{1}{5}$. Ces derniers nombres pourraient sembler exagérés pour les couvre-joints horizontaux dans lesquels la section, suivant une ligne de rivure, est moins réduite que dans les couvre-joints verticaux; mais, d'un autre côté, ces derniers ne sont percés que de deux lignes de rivets; ils forment un anneau continu, on peut donc admettre que leur fatigue est moindre que celle des couvre-joints horizontaux.

Si nous supposons maintenant que la pression dans la chaudière a pu s'élever, grâce à la surcharge des soupapes, à $9^{atm},6$ les effets observés s'expliqueront plus facilement encore. Pour résister à cette pression, les épaisseurs de la chaudière et du couvre-joint auraient dû être respectivement $0^m,0140$ et $0^m,0143$; avec l'épaisseur réelle de $0^m,013$, il est facile de reconnaître que les efforts par centimètre quarré supportés par une feuille de la chaudière et un couvre-joint extérieur étaient respectivement 463 et 474 kil., suivant une section de tôle pleine, et dans la section passant par l'axe des rivets 696 et 710 kil. Ces efforts sont encore de beaucoup inférieurs à la charge de rupture et à la charge limite d'élasticité. Mais cet accident aura au moins l'avantage de montrer combien il est juste et nécessaire de modifier largement, dans la pratique, les résultats donnés par les expériences sur la résistance des matériaux.

Il n'est pas possible de savoir quels sont ceux des couvre-joints qui ont cédé les premiers dans l'accident qui nous occupe; mais ce qui ressort évidemment de la discussion précédente, c'est que, pour éviter une fatigue dangereuse, il aurait été nécessaire de donner

aux couvre-joints une épaisseur notablement supérieure à celle de la chaudière. Lorsqu'on s'arrête à cette méthode d'assemblage des feuilles de tôle, bien inférieure, à mon avis, à la méthode par emboîtement qui réduit le nombre des lignes faibles du système, il serait, je crois indispensable de doubler par un couvre-joint intérieur, les couvre-joints horizontaux réunissant les extrémités rectilignes de chaque feuille de tôle. Cette disposition a été appliquée aux chaudières des machines à voyageurs et mixtes livrées à la compagnie du Midi par le même constructeur M. Gouin, et dont le diamètre intérieur est seulement 1^{m},26; les couvre-joints extérieurs sont, en outre, engagés sous les anneaux réunissant deux feuilles consécutives. A la suite de l'accident du 7 juin, la compagnie s'est décidée à réparer immédiatement suivant ces principes les dix-neuf machines Engerth sortant des ateliers de M. Gouin.

En résumé, l'explosion dont il s'agit me paraît devoir être attribuée à la disposition vicieuse adoptée pour les assemblages des feuilles, disposition dont les défauts ont pu être aggravés par un excès de tension intérieure provoquée par la mauvaise réglementation des soupapes.

Il est à désirer, pour prévenir le retour d'un pareil accident : 1° que les balances pesant sur les soupapes puissent être facilement vérifiées et portent à cet effet, en regard de la graduation en atmosphères, l'indication des poids correspondants; 2° que lorsque le système des couvre-joints sera employé pour la construction d'une chaudière, l'assemblage soit consolidé par une surépaisseur convenable donnée au couvre-joint, ou mieux encore par l'addition de couvre-joints intérieurs, de telle sorte que dans aucune partie de la

chaudière la pression par centimètre quarré ne dépasse le dixième de la charge de rupture.

Il conviendrait peut-être de recommander, dans le même but, l'usage de feuilles de tôle renflées aux extrémités qui doivent être percées pour la rivure, telles que plusieurs constructeurs anglais, notamment MM. Sharp et Stewart, les emploient aujourd'hui d'une manière courante.

MÉMOIRE

SUR LA FABRICATION DU COKE A FORBACH ET HIRSCHBACH.

Par M. DIEUDONNÉ, ancien élève de l'École polytechnique,
inspecteur du matériel aux chemins de fer de l'Est.

La compagnie des chemins de fer de l'Est a établi deux usines pour la fabrication du coke : l'une à Forbach, sur le territoire français, à 4 kil. de la frontière prussienne; l'autre à Hirschbach, à 17 kil. environ de la première, et sur le territoire prussien. Les deux établissements sont reliés au réseau de l'Est par le chemin de fer de Sarrebrück à Metz. La construction a été dirigée par M. Félix Bonnet, ingénieur civil.

Les houilles qu'on emploie pour la fabrication du coke proviennent toutes du bassin de Sarrebrück. Elles sont moyennement grasses; elles offrent un vif éclat, peu de consistance et peu de dureté; leur couleur est noir foncé : ces caractères annoncent une assez forte proportion d'hydrogène et beaucoup de carbone. Elles se boursouflent peu à la distillation; leur coke a peu de densité, il est très-poreux.

Voici la marche adoptée dans le travail qui suit : d'abord une description des deux usines; puis l'examen particulier de chacune des opérations que subit la houille : réception, broyage, lavage, carbonisation et chargement; puis le tableau des rendements; enfin une évaluation des prix de revient.

Description générale de l'usine de Forbach.

L'usine de Forbach (Pl. X et XI) est située près de la gare du chemin de fer, avec laquelle des voies ferrées la mettent en communication : elle se compose d'estacades pour le déchargement de la houille, de bâtiments

d'exploitation et de fours; le tout est compris dans un petit vallon resserré entre le remblai de la voie et le versant d'un petit coteau (1).

Les wagons de houille sont amenés sur des estacades à claire-voie, à travers lesquelles on la verse dans le fond du vallon; là elle est rechargée dans les wagonnets, qui sont roulés à bras jusqu'aux bâtiments d'exploitation. C'est là qu'a lieu le broyage d'abord, le lavage ensuite.

Les bâtiments d'exploitation sont au nombre de quatre, placés les uns contre les autres. Le premier renferme deux monte-charges et les moulins ou broyeurs; le second renferme les machines; le troisième la chaudière; le quatrième les lavoirs et un monte-charge. Les wagonnets sont élevés par un monte-charge, au-dessus des moulins; versée à l'étage inférieur par des ouvertures pratiquées dans le plancher, la houille est chargée à la pelle dans les broyeurs, passe à travers et tombe broyée dans des wagonnets placés au-dessous. Ces wagonnets sont roulés, en passant par une plate-forme extérieure, du bâtiment des broyeurs à celui des lavoirs, et placés sur un monte-charge. Amenés sur le bord du plancher sur lequel ils ont été élevés, on les fait basculer, et la houille tombe sur un plancher inférieur, où elle est chargée à la pelle dans des boîtes placées au-dessus des lavoirs, et destinées à les alimenter. En sortant des lavoirs, la houille est roulée dans des wagonnets sur une plate-forme couvrant un espace qui sert de magasin pour la houille lavée. Elle y est versée par des ouvertures faites dans le plancher de la plate-forme.

La houille est alors prête à être enfournée; au fur et

(1) Il convient, pour l'intelligence complète des détails, de se reporter à l'explication des planches placée à la fin du volume.

à mesure des besoins, elle est élevée et roulée sur les fours.

Ainsi les bâtiments d'exploitation se trouvent divisés en trois étages : à l'étage supérieur se trouvent les voies qui amènent la houille des monte-charges aux moulins, aux lavoirs et aux fours. Au deuxième se trouvent les lavoirs et les moulins : c'est le niveau de la sole des fours ; au premier sont des voies de transport servant aux manipulations de la houille.

Les fours, au nombre de 102, sont placés sur une seule ligne, derrière laquelle se trouve un plan incliné servant au déchargement ; le coke y est poussé au sortir du four à l'aide d'un repoussoir, machine qui se déplace sur un petit chemin de fer parallèlement aux fours. Le bord du plan incliné, ou quai, est situé à $1^m.05$ au-dessus de la voie, où sont préparés les grands wagons de transport ; de sorte que le chargement du coke peut se faire commodément. De là les wagons, traînés par des chevaux, suivent la grande voie qui contourne le chantier, et reviennent chargés de coke près des estacades, d'où ils étaient partis après avoir versé leur houille.

Derrière les fours se trouve un grand espace libre, où l'on peut entasser une grande provision de coke pour l'hiver.

L'eau nécessaire au lavage est prise dans un ruisseau qui traverse le chantier sous un aqueduc. Cette source est assez abondante pour suffire largement aux besoins de la fabrication. Les machines font marcher une pompe, qui monte l'eau jusque dans un grand réservoir, dont la surface supérieure est à 15 mètres environ au-dessus du niveau du ruisseau. De là elle se répand dens l'intérieur de l'usine pour le lavage et l'extinction du coke.

En sortant des lavoirs, l'eau chargée de particules très-fines, appelées schlams, se rend dans les bassins

d'épuration, où elle dépose ce qu'elle tient en suspension ; de là elle retourne par filtration dans le ruisseau ; de sorte qu'on ne prend à celui-ci que l'eau retenue par la houille lavée et celle dépensée pour éteindre le coke et alimenter les chaudières.

Achevons cette esquisse générale par quelques mots sur les machines et la transmission. Il y a deux machines, toutes deux sans condensation et à détente. L'une est de 40 chevaux, l'autre de 6. Celle-ci met en mouvement les monte-charges : c'est tout ce qu'elle peut faire. Elle a une coulisse de Stéphenson qui permet de renverser la marche. Mais cela n'est pas employé ordinairement. En effet, comme cette machine fait mouvoir trois monte-charges, il pourrait se faire qu'à un moment donné l'un exigeât la rotation dans un sens, l'autre dans un sens différent. Aussi l'arbre de la machine marche toujours dans le même sens : nous verrons, en parlant des monte-charges, que leur mécanisme permet de changer à volonté le sens de leur mouvement. La marche à contre-vapeur ne serait employée que dans le cas d'un accident, si la corde du câble venait à se casser par exemple, afin d'arrêter plus vite. Un seul arbre moteur sert pour les trois monte-charges ; dans le bâtiment de la chaudière, afin de l'empêcher de fouetter, on l'a soutenu par deux chaises en bois, qui, n'ayant à supporter aucun effort vertical, mais seulement à empêcher la flexion de l'arbre dans le sens horizontal, ont pu remplir ce but sans s'échauffer.

La grosse machine fait marcher les lavoirs, les moulins et la grande pompe qui monte l'eau dans le réservoir. Cette machine est trop forte ; elle fut établie dans l'hypothèse d'un établissement plus étendu ; elle ne marche habituellement qu'au tiers, c'est-à-dire près de quinze chevaux. Avec cela elle fait fonctionner deux

moulins et trois lavoirs. Le cylindre est à double enveloppe; de sorte que le cylindre intérieur, entouré de vapeur, renferme très-peu d'eau condensée. La pompe du réservoir marche en moyenne pendant six heures par jour : cela suffit à maintenir le niveau de l'eau.

Une seule chaudière sert aux deux machines; sa pression normale est de 4 atmosphères et demi. A la fin de la journée, on la remplit entièrement et l'on ferme les registres en laissant le feu tel qu'il est : l'eau se maintient chaude, et le lendemain, au bout de cinq minutes, on a la pression nécessaire pour marcher. On la lave toutes les six semaines; d'ailleurs l'eau est assez propre et les incrustations faciles à enlever, quoiqu'on n'ajoute aucun réactif destiné à diminuer leur adhérence. Cette chaudière dépense par jour environ 1.250 kilog. de houille.

Description générale de l'usine de Hirschbach.

Dans la description précédente, on a vu que la houille subissait beaucoup de transports verticaux, qu'elle montait et descendait plusieurs fois dans le cours de la fabrication. La différence essentielle entre l'usine de Hirschbach et la précédente, c'est que la hauteur verticale dont on pouvait disposer étant suffisante, et la houille étant tout d'abord amenée au sommet de l'usine, elle ne fait qu'un seul voyage jusqu'en bas, subit au passage les opérations du broyage et du lavage, et arrive sur les fours qui se trouvent à un niveau inférieur.

Un petit chemin de fer, long de 400 mètres, amène la houille directement de la mine. Une portion est en plan horizontal; l'autre est inclinée à $0^m,08$. Une machine fixe de 4 chevaux, placée au sommet de la rampe, monte les petits wagons. Ceux-ci sont amenés sur des estacades, d'où la houille est versée dans un grand magasin. Elle est roulée ensuite dans les moulins; puis, au sortir de ceux-ci, elle est versée dans les lavoirs,

et de là tombe dans les wagonnets, qui sont amenés de plain-pied sur les fours.

Il y a aussi un monte-charge, qui sert à descendre immédiatement la houille, soit du magasin si les broyeurs et les lavoirs ne marchent pas, soit des broyeurs si les lavoirs seuls ne marchent pas. Mais ici, comme les wagons chargés ne font que descendre, il n'y a pas besoin de force motrice : la différence de poids fait seule marcher l'appareil ; il suffit de modérer la descente avec un frein.

Les fours sont au nombre de 180 ; ils appartiennent à trois systèmes que nous étudierons plus loin.

La source où l'on prend l'eau est très-peu abondante ; elle ne peut suffire aux besoins de la fabrication, et il arrive souvent qu'on ne peut pas laver. On a creusé un grand étang au fond de la vallée ; il se remplit généralement à l'époque de la fonte des neiges. Ayant peu d'eau, on n'a pas voulu perdre, comme à Forbach, l'eau sortant des lavoirs ; elle est amenée dans des bassins d'épuration, placés en gradins, l'un au-dessus de l'autre ; elle se clarifie successivement par la filtration, et arrive à peu près pure dans l'étang qui est au-dessous. De la sorte, une partie de l'eau prise à l'étang se trouve prête à être employée de nouveau.

On voit que les bassins d'épuration sont situés au delà de l'étang par rapport à l'usine ; cette disposition peut sembler étrange, puisqu'ainsi on ne fait pas suivre aux eaux le plus court chemin. Et, en effet, les bassins furent placés primitivement entre l'usine et l'étang. Mais, faute de place, ils n'étaient pas assez grands, et l'eau arrivait dans l'étang sans être purifiée, de sorte qu'il a fallu refaire ces bassins de l'autre côté, où l'on avait plus de place.

L'eau est prise dans un puits, et élevée comme à

Forbach dans un réservoir, d'où elle se répand dans l'usine. La hauteur d'élévation est de 25 mètres environ, la conduite fait un grand détour : elle n'aurait pu suivre facilement la ligne droite, à cause du talus escarpé qu'elle aurait rencontré derrière les fours. L'eau est montée par deux machines de 4 chevaux chacune.

Nous avons déjà trois machines dans l'usine; la quatrième, forte de 20 chevaux, fait marcher au maximum trois moulins et douze lavoirs : elle ne pourrait pas faire davantage.

Les deux machines élévatoires ont chacune leur chaudière. Une troisième chaudière sert à la grande machine et à celle du plan incliné. L'eau est tirée d'une source particulière ; elle est beaucoup plus propre que celle de l'étang.

Réception de houille à Forbach.

Prenons maintenant en détail chacune des opérations dont nous venons de donner un rapide aperçu, nous suivrons l'ordre de la fabrication.

A Forbach, les wagons de houille sont amenés sur les estacades à bras d'homme. Ces estacades ont 32 mètres de long sur 45 mètres de large, et 5^{m},70 de hauteur. Elles présentent quatre voies.

On y a établi un grillage pour cribler la houille. Comme la houile est broyée, comme d'ailleurs le lavage enlève les matières étrangères, il y a avantage à garder la grosse, et à n'employer à la fabrication que ce qui passe à travers les grilles.

Les wagonnets qui servent aux transports intérieurs de la houille sont amenés sous les estacades et chargés à la pelle. Deux voies servent au transport vers le monte-charge : l'une est pour les wagons pleins, l'autre pour ceux qui reviennent à vide. La première se bifurque, afin que la houille puisse être amenée à l'un ou l'autre plateau du monte-charge.

Il y a six hommes employés au déchargement des wagons ; en un jour, ils déchargent de 180 à 200 tonnes. Pour le chargement des wagonnets et les transports, il y a vingt-deux hommes, plus un surveillant.

Wagonnets de transport.

Les wagonnets sont formés d'une caisse en tôle placée sur deux supports en fonte. Le tout est monté sur un châssis en bois de chêne, qui repose sur quatre roues de fonte. Leur contenance est de $1^{mc},300$; vides, ils pèsent 640 kil. : ils contiennent 1.000 kil. de houille tout venant, et 1.200 kil. de houille broyée et lavée. Il faut un homme pour rouler un wagon vide, et deux pour un wagon plein.

Les roues du wagonnet sont très-peu espacées, afin de faciliter le passage dans des courbes de petit rayon : elles sont mobiles sur les essieux ; la surface de roulement est conique ; son inclinaison est de $\frac{1}{12}$. La caisse est mobile autour d'un axe fixé sur les supports ; sur cet axe est calé sur un secteur denté, qui engrène avec un pignon, tournant à l'aide d'une manivelle. La hauteur des montants des supports est déterminée de manière à affleurer la ligne menée par l'axe de rotation de la caisse et par le bord de la roue. La longueur du secteur denté est calculée pour que le fond de la caisse, à l'extrémité de sa course, vienne toucher le support, qui, ne présentant aucun angle saillant, ne peut défoncer la tôle. La caisse étant dans la position horizontale, afin d'empêcher la rotation de la manivelle, on a fait sur son axe une partie renforcée portant une encoche, où s'engage un taquet fixé à la caisse. On soulève ce taquet au moment nécessaire. La fermeture de la porte s'opère au moyen de deux crochets mus par des manettes, et s'engageant dans deux pitons fixés au fond de la caisse ; le crochet une fois engagé dans le piton, la manette est main-

tenue en place par une petite goupille attachée à une chaînette. Ce mode de fermeture est très-hermétique, et fonctionne très-bien dans les commencements; mais, au bout d'un certain temps, lorsque les pièces ont joué par l'usage, il devient assez difficile à manœuvrer : les ouvriers alors le forcent, et le système finit par se déranger complétement. En un mot, ce système paraît trop compliqué : on vient d'y substituer à Hirschbach un simple verrou s'engageant dans un piton.

La partie du wagonnet qui se détériore le plus rapidement est la charnière de la porte : aussi l'a-t-on renforcée à l'aide d'une lame de tôle intérieure.

Réception de houille à Hirschbach.

Le plan incliné de Hirschbach est incliné à $\frac{8}{100}$. Le poids à élever est égal à celui de la houille, puisque d'un côté les wagonnets descendent à vide et de l'autre montent remplis. Ces wagonnets ne contiennent que 500 kil.; ils sont faits très-grossièrement, devant être rapidement détériorés par les chocs qu'ils subissent. La machine en peut monter six à la fois, ce qui fait 3.000 kil. de houille par voyage.

Les voies du plan incliné sont munies de contre-rails en bois, pour s'opposer au déraillement, qui, malgré cela, arrive fréquemment, à cause du mauvais état des wagonnets. Des rouleaux, disposés de place en place, servent à soutenir la corde.

Une fois arrivés sur le sommet du plan incliné, les wagonnets sont tournés sur le palier, muni d'un plancher en tôle, pour diminuer la résistance au glissement des roues ; puis la houille est versée dans le magasin. Cette manœuvre s'effectue de la manière suivante.

Le magasin est surmonté d'estacades, formées de quatre fermes longitudinales. Les traverses supérieures de ces fermes portent des rails, sur lesquels peuvent glisser deux chariots indépendants l'un de l'autre, et

portant un plancher de niveau avec le plancher fixe en tôle qui entoure les estacades, et sur lequel les wagonnets pleins sont roulés ; les wagonnets sont amenés sur les chariots, et de là versent leur houille dans le magasin.

Afin de pouvoir opérer le déversement en un point quelconque du magasin, on peut faire avancer le chariot le long des estacades. A cet effet, l'essieu porte une roue dentée, que l'on fait tourner au moyen d'un levier portant un crochet qui s'engage dans les dents de la roue.

Les chariots sont munis de bascules, qui permettent de vider rapidement les wagonnets. Elles sont formées d'un petit plancher mobile autour d'un axe horizontal ; à la partie antérieure se trouvent deux arcs en fer, où viennent s'appuyer les deux roues d'avant, et qui maintiennent ainsi le wagonnet dans le déversement. Lorsque le wagonnet est placé sur la bascule, la pression de l'ouvrier sur la partie antérieure suffit pour l'abaisser.

Du magasin, la houille est chargée dans les wagonnets de 1.000 kil. Comme il arrive souvent qu'on ne lave pas, les chargeurs doivent ôter à la main tous les schistes apparents ; ils ont une prime par hectolitre de matières retirées.

Monte-charge. Revenons à l'usine de Forbach ; nous savons que la houille est montée aux broyeurs par un monte-charge. Cet appareil est formé de trois files voisines de montants verticaux reliés entre eux par des traverses et des croix de Saint-André. L'une des cages sert pour la montée, l'autre pour la descente. Le wagonnet est porté sur un plateau muni de rails ; afin d'empêcher tout mouvement lougitudinal, on met un tasseau entre les deux roues placées sur un même rail ; le mouvement

transversal étant d'ailleurs empêché par les rebords des jantes, le wagon se trouve fixé.

Le système est muni d'un parachute qui consiste essentiellement en quatre dents de fer, sollicitées par des ressorts à mordre dans les montants. Les ressorts jouent à l'instant où la corde se rompt.

Le mécanisme de transmission du monte-charge permet de changer à volonté le sens du mouvement. Deux poulies juxtaposées sont calées, l'une sur un arbre creux, l'autre sur un arbre plein passant à l'intérieur du premier. Ces deux arbres commandent deux pignons coniques engrenant avec la roue motrice, mais chacun à l'extrémité d'un même diamètre de celle-ci. Il en résulte que la rotation des pignons produit celle de la roue motrice dans un sens ou dans l'autre, suivant que la courroie passe sur l'une ou l'autre poulie.

L'arbre moteur est muni d'un frein très-puissant. La fourche d'embrayage et la pédale du frein sont à portée de l'homme qui, du plancher où il attend le wagonnet, dirige le mouvement.

Broyage.

Le broyage a pour but de casser la houille en morceaux à peu près égaux et de petite dimension, condition nécessaire pour qu'elle puisse ensuite subir le lavage. A Hirschbach, la houille est versée des wagonnets sur de petits plans inclinés disposés vis-à-vis chaque moulin ; elle arrive ainsi immédiatement dans l'intervalle des cônes de broyage, qui sont toujours couverts. Un ouvrier par deux moulins est chargé de retirer les schistes ou les matières ferrugineuses, qui pourraient disloquer le mécanisme. Malgré cette précaution, des moulins ont été quelquefois disloqués par cette cause.

A Forbach, la houille est versée dans la salle de broyage par des ouvertures faites dans le plancher supérieur. Elle tombe verticalement, et forme des tas où

les ouvriers puisent avec des pelles pour charger les moulins. Il y a donc ici plus de main-d'œuvre : il faut trois hommes pour charger deux moulins.

Un moulin se compose essentiellement d'un cône denté tournant autour d'un axe vertical, concentriquement avec un autre cône denté fixe, qui entoure le premier. Les morceaux de houille sont pincés entre les dents, se cassent et sortent broyés par l'ouverture inférieure.

La noix, ou partie mobile, est en fonte de première qualité ; elle se compose du cône δ (Pl. VII, *fig.* 1). et et de la couronne *c*, *c*, qui sont reliés par des boulons. La couronne est fortifiée par deux nervures diamétrales.

L'enveloppe fixe est aussi formée de deux parties : la partie supérieure est inclinée en sens inverse de la noix, de manière à concentrer la houille.

Il est très-important, pour que le travail soit bon, que la noix tourne bien concentriquement avec l'enveloppe. Aussi le support de l'arbre est fait de manière à permettre de placer son axe dans la position voulue. L'arbre repose sur une boîte en bronze, laquelle peut être élevée ou abaissée dans le sens vertical ; cette boîte est placée dans une enveloppe également en bronze, qui, au moyen de quatre vis diamétralement opposées, peut subir un déplacement quelconque dans le sens horizontal.

Si la couronne s'use d'un côté plus que de l'autre, on déplace sa position relativement à l'arbre au moyen des vis *c*, *c* (*fig.* 1).

L'ouverture supérieure du moulin est assez grande pour pincer les gros morceaux de houille. On voit (*fig.* 1 à 10) la construction du cône avec ses dents. Celles-ci doivent avoir sur les génératrices du cône une

certaine inclinaison, qui est de 13°, afin d'avoir du mordant. L'inclinaison des dents de l'enveloppe est de 7°, et dans le même sens, c'est-à-dire de manière à ce ce que l'angle supérieur avec la verticale soit dans le sens de la marche. Il en résulte que l'angle du coupant est de 6°.

Représentons (*fig.* 4) deux dents *ab*, *cd* du cône et de l'enveloppe ; à l'instant considéré, ces deux dents coupent seulement en *m*, et aussi aux environs du point *m*, sur un espace d'autant plus étendu que l'angle des deux dents sera plus petit. On voit donc que plus cet angle sera petit, plus le broyage ira vite, mais aussi plus le travail nécessaire sera grand ; en ouvrant cet angle, on diminue la force nécessaire, mais on augmente la durée de l'opération.

Si *ab* était parallèle à *cd*, il n'y aurait pas de broyage ; les petits morceaux passeraient sans être cassés, et les gros resteraient en haut. L'angle en *m* doit donc avoir une certaine valeur pour produire le maximum d'effet : cette valeur a été donnée de 6° par l'expérience.

Si les dents étaient inclinées en sens contraire relativement à l'axe, on voit que l'action du coupant tendrait à faire remonter les morceaux de houille, au lieu de les faire descendre.

La section transversale des dents est indiquée par les *fig.* 4 et 9. On voit que la partie la plus forte est placée dans le sens du mouvement ; c'est elle qui coupe ; les morceaux de houille brisés glissent ensuite sur la partie arrondie.

La section des dents diminue à mesure qu'on se rapproche du bas du moulin, en même temps que leur nombre augmente. Les intervalles diminuent donc depuis le haut jusqu'au bas. Il y a cinq grosseurs de dents : le cône de la noix a cinq dents de la première

grandeur, cinq de la seconde, dix de la troisième, vingt de la quatrième, quarante de la cinquième. L'enveloppe a six grandes dents, parce qu'elle est plus étendue.

La couronne a des dents très-petites ; à la partie inférieure, il y a deux fois plus de dents qu'à la partie supérieure ; le raccordement se fait le long de la couronne. La saillie des dents au bas de la couronne est de 0^m.005, comme celle des dents de l'enveloppe. L'espace vide qu'elles laissent entre elles est de 0^m.006.

La houille qui sort des broyeurs doit être aussi menue que possible, mais en morceaux ; si elle était réduite en poussière, ce qui arrive quand les moulins sont déformés par l'usure, le lavage entraînerait beaucoup de matières, et il y aurait trop de déchet.

A Forbach, il y a quatre moulins montés ; mais deux seulement marchent d'habitude.

A Hirschbach, il y a place pour six moulins ; quatre seulement sont montés, et trois marchent régulièrement. Un moulin peut broyer 15 tonnes à l'heure ; ordinairement il n'en broie que 10.

A Forbach, le broyage demande neuf manœuvres, dont trois sont aux moulins, et six aux transports ; on broie 140 tonnes environ par jour.

A Hirschbach, le broyage demande six manœuvres, dont deux aux moulins, et quatre aux transports ; on broie environ 300 tonnes par jour.

Lavage. Le lavage s'opère au moyen de l'appareil suivant. Il se compose essentiellement d'une caisse en bois à deux compartiments. L'un renferme un treillis qui soutient la houille broyée ; il est rempli d'eau, et communique par le bas avec l'autre compartiment, où se meut un piston recevant un mouvement alternatif. De

là un mouvement pareil dans la masse d'eau, qui met ainsi en suspension à intervalles égaux les parcelles de houille. Celles-ci étant de grosseur à peu près égale, il en résulte qu'elles tendent à se ranger par ordre de densité : les matières étrangères étant plus denses gagnent le fond ; il y a séparation. Tel est le principe du lavage.

Voyons maintenant les détails de l'appareil. La caisse est alimentée avec un robinet à tampon conique, manœuvrée par une vis, de sorte que l'on peut ouvrir le robinet d'une quantité aussi petite que l'on veut, et graduellement. Cela est nécessaire, parce que si le jet était trop fort, il y aurait projection des morceaux de houille autour de la caisse et perte d'eau. Le tuyau abducteur est placé vis-à-vis la caisse : il se compose de deux parties, l'une fixe, l'autre s'avançant au-dessus de la caisse et pouvant pivoter autour d'un axe vertical : c'est afin de pouvoir retourner la partie mobile, après avoir rempli la caisse ; sans cela elle gênerait l'ouvrier.

La caisse présente à sa partie supérieure, d'abord une grille dont les barreaux sont écartés de o^{m}.16, puis un treillis très-fin formé d'une toile métallique. Supposons-la pleine d'eau : on verse la houille broyée, qui tombe sur la toile ; puis on fait marcher le piston. Au bout d'un certain temps, la séparation par ordre de densité est opérée ; on enlève à la pelle tout ce qui dépasse la grille. C'est de la houille à peu près pure. Ce qui reste entre la grille et la toile est formé d'abord de houille ; puis au-dessous se trouvent des schistes ; enfin, à travers la toile ont passé des parcelles très-fines de ces matières étrangères, qu'on appelle des schlams. On recharge de nouveau la grille, et au bout de quelques opérations pareilles, il ne reste plus entre la grille et la toile que

des schistes; on enlève alors la grille, et l'on vide les schistes à la pelle. Quant à la vidange des schlams, elle s'opère par une porte placée au fond de la caisse. Cette porte est munie elle-même d'un tampon, dont voici l'usage : des schlams qui arrivent dans la caisse, une partie se dépose au fond et contre la paroi opposée au piston ; une autre reste en suspension dans l'eau et forme une bouillie. Celle-ci doit être évacuée deux fois par jour, tandis que les parties solides amassées au fond ne sont retirées qu'à la fin de la journée. Pour vider la partie liquide des schlams, on ôte seulement le tampon de la porte ; on y adapte un tuyau communiquant avec une série de rigoles qui aboutissent aux bassins d'épuration. Quant aux schlams solides, ils sont retirés à la pelle, jetés dans des wagonnets et portés aux remblais.

Quand on a vidé entièrement les schlams, il faut remplir la caisse d'eau ; avec le robinet à tampon, il faut trois quarts d'heure.

Nous avons dit que de temps en temps on vidait les schistes amassés au-dessous de la grille ; pour le faire commodément, il faut pouvoir abaisser le niveau de l'eau au-dessous de la toile métallique. Un robinet placé sur le devant de la caisse permet de faire cette opération.

La hauteur *ab* (Pl. VII, *fig.* 11) de l'ouverture, qui fait communiquer les deux compartiments du lavoir, ne doit pas être trop petite pour que la vitesse de l'eau ne soit pas trop grande ; d'un autre côté, la hauteur *a*C doit être suffisante pour que le remous soit complétement détruit avant que l'eau n'arrive à la grille. Cela est nécessaire pour que la houille soit soulevée uniformément sur toute l'étendue de celle-ci. Ces conditions sont remplies par les dimensions qu'on a adoptées.

Les schlams forment dans l'angle gauche de la caisse un amas arrondi, qui détruit au bout d'un certain temps le remous produit au commencement dans l'angle *p* (*fig.* 11).

Le piston et la transmission sont représentés Pl. VI, *fig.* 11 à 15. Le piston est lui-même une caisse se mouvant dans un guide. Le mouvement vertical alternatif est transmis au piston par une longue bielle, mue par une manivelle qui reçoit son mouvement de l'arbre de couche, soit par l'intermédiaire d'un engrenage conique, soit par une courroie.

La transmission doit remplir des conditions particulières : lorsqu'une charge a été lavée, il faut que l'ouvrier puisse arrêter à volonté le mouvement du piston, afin de pouvoir enlever à sec la houille qui reste sur la grille. Aussitôt qu'elle est enlevée, il faut que l'ouvrier puisse remettre le piston en mouvement. A cet effet, on a deux crochets *a* (*fig.* 11 et 12), mobiles autour d'un axe fixé au piston, et sollicités par un contre-poids à s'appliquer contre le châssis *b*. En marche, on détruit l'action du contre-poids en attachant lanneau *c* (*fig.* 12) à un crochet fixé à la caisse du piston. Un cran en fer *d* est placé en saillie sur le châssis *b* et à la hauteur des agrafes, vers le point culminant de la course du piston.

D'un autre côté, les tringles *e* (*fig.* 14), qui soulèvent le piston, sont munies de deux patins *f* qui se meuvent dans deux glissières. La fourche de la bielle embrasse la pièce *g*, qui repose sur la tête *h* de cette bielle par l'intermédiaire d'un petit cylindre en bois. La base de ce petit cylindre appuie sur la tête de la bielle, tandis que sa face supérieure supporte la pièce *g*.

Cela posé, supposons que nous voulions arrêter le piston. On attend qu'il arrive au sommet de sa course;

à cet instant, on détache les crochets qui tombent sur les crans *d*. La caisse reste suspendue, et la bielle glisse le long de la coquille *g*, sans que celle-ci la suive. Immédiatement l'ouvrier enlève le petit cylindre en bois, au moyen d'une tige latéralè qui lui est adaptée. Alors, à la course suivante, lorsque la bielle remontera, elle ne pourra plus soulever la caisse qui sera donc bien arrêtée. Le piston a été arrêté, non pas juste au sommet de sa course, mais un peu plus bas; il en résulte que, la bielle arrivant à son point culminant, la distance entre la tête de bielle et la coquille est moindre que la hauteur du petit cylindre. Cela permet de remettre le piston en mouvement; en effet, la bielle s'approchant du sommet de sa course, replaçons le petit cylindre; par son intermédiaire, la bielle soulèvera la caisse; immédiatement, avant qu'elle retombe, décrochons les agrafes; la caisse sera libre d'osciller comme auparavant.

Chaque lavoir occupe deux hommes; tandis que l'un manœuvre l'agrafe, l'autre enlève ou replace le petit cylindre.

En considérant un seul lavoir, on voit que le travail moteur serait très-irrégulier, puisque le moteur travaille seulement pour soulever le piston, qui retombe par son poids. Mais on cale les manivelles motrices de manière à rendre le travail moteur uniforme autant que possible.

Il faut donner, par charge de houille versée au lavoir, le même nombre de coups de piston, afin que le lavage soit uniforme. Ce nombre varie suivant la pureté de la houille; il est de 21 pour la houille sale, de 15 pour la houille de bonne qualité.

Observons que l'opération du lavage, avec l'apparei que nous venons de décrire, n'est pas complète. En

effet, la houille sortant des moulins est en morceaux qui ne dépassent pas une grosseur de 6 millimètres, mais qui peuvent être plus petits. Les morceaux de houille et de schiste n'étant pas tous de grosseur égale, il en résulte que de petits morceaux de schiste peuvent rester sur la grille supérieure, et au contraire les plus gros morceaux de houille peuvent descendre parmi les schistes. Car, en désignant par R et r les rayons moyens des morceaux de houille et de schiste, par δ et Δ leurs densités respectives, par p la densité de l'eau, il suffit qu'on ait $\frac{R}{r} = \sqrt[3]{\frac{\Delta - p}{\delta - p}}$. La séparation ne peut donc être entièrement rigoureuse, mais elle est suffisante.

Il importe que les patins du piston soient bien guidés dans les glissières; sans cela il en résulterait des effets obliques qui projetteraient l'eau par l'intervalle entre le piston et son enveloppe. Cet effet se produit un peu à Hirschbach, parce que, la place manquant pour donner une longueur suffisante aux bielles, la tige du piston subit des actions obliques.

La quantité de houille versée à chaque fois dans le lavoir doit être constante. Elle est de 2 hectolitres. Afin de la mesurer chaque fois, on dispose au-dessus ou sur le côté du lavoir une boîte fermée par un fond mobile et ouverte par le haut; un homme suffit pour deux boîtes ou deux lavoirs; il doit à chaque fois bien araser la face supérieure. A cet effet, deux hommes manœuvrent le monte-charge et roulent les wagonnets jusque sur le bord du plancher. Là ils sont vidés sur le plancher inférieur, qui est de niveau avec la face supérieure des boîtes. Quand on veut remplir le lavoir, il suffit d'ouvrir le fond de la boîte.

Au sortir du lavoir, la houille et les schistes sont versés à la pelle par les ouvertures du plancher dans

des wagonnets placés au-dessous. Pour les rouler sur la plate-forme extérieure jusqu'au magasin, il faut cinq hommes pour trois lavoirs, dont un égaliseur et quatre rouleurs. Ces wagonnets sont très-chargés; ils renferment 1.200 kilog. de houille lavée; il y a environ $\frac{1}{10}$ du poids d'eau absorbée.

On peut laver de la houille non broyée, et cela arrive forcément lorsqu'il y a une réparation à faire à la transmission des moulins. On en retire alors les gros morceaux qui ne pourraient être soumis au lavage; ils sont versés directement dans les fours.

A Forbach, pour trois lavoirs, il faut en résumé six manœuvres, et pour les dépendances du lavage, il faut neuf hommes, chargeurs ou rouleurs.

A Hirschbach, pour douze lavoirs, il faut vingt-quatre manœuvres, et pour les dépendances du lavage, il en faut douze aussi.

Le déchet produit par le lavage est de $\frac{1}{10}$ environ.

Un lavoir lave par heure en moyenne 2 tonnes et demie, au maximum 3 tonnes.

Le nombre total des lavoirs à Forbach est de six; trois seulement marchent régulièrement. A Hirschbach, il y en a douze de montés, et il y a encore de la place pour huit.

Il est très-important d'avoir un magasin pour faire égoutter la houille quelque temps avant de l'introduire dans les fours; car la vaporisation de l'eau absorbe inutilement de la chaleur, et produit une décrépitation nuisible à la maçonnerie. A Forbach, l'espace couvert compris sous la plate-forme est suffisant pour cela; mais à Hirschbach, la place fait défaut.

Les changements de direction des petites voies où se meuvent les wagonnets se font, soit par des raccordements, soit par des plaques tournantes, si la place

manque. Celles-ci doivent être évitées autant que possible; elles coûtent cher, sont longues à manœuvrer et ne tardent pas à se détériorer par la négligence des hommes. De plus, celles qui servent aux wagons chargés de houille lavée sont souvent arrêtées en hiver par la congélation de l'eau, qui tombe goutte à goutte par les petits trous ménagés au fond des wagonnets. On est même obligé par les grands froids d'entretenir du feu auprès de ces plaques pour empêcher cet effet de se produire. C'est assez dangereux, mais inévitable.

Le coke non lavé présente beaucoup de matières étrangères intercalées dans sa masse; il est de qualité bien inférieure. L'insuffisance de la source d'Hirschbach ne permettant pas d'y laver toujours, on a cherché différents moyens de se procurer de l'eau. Dernièrement, un sondage a été essayé sur la lisière de la forêt, mais on n'a rien trouvé. Cependant on aura bientôt plus d'eau qu'auparavant, parce qu'on prendra à la mine une partie de son eau d'épuisement. Cette eau ne pourra servir que pour les lavoirs; car, sortant d'une mine, elle sera probablement acide; son emploi serait nuisible aux chaudières.

Bassins d'épuration.

Les bassins d'épuration sont placés en gradins, de sorte qu'ils se remplissent en commençant par le haut. Quand le premier est rempli, les schlams liquides passent au second par un déversoir, et ainsi de suite; puis l'eau filtre à travers la paroi du dernier bassin pour retourner à la source. Quand l'eau est partie, les schlams qu'on retire sont portées aux remblais.

A Hirschbach, le revêtement des parois a été fait en clayonnage, c'est-à-dire au moyen de branches flexibles enroulées autour de piquets fixés suivant la ligne de plus grande pente des talus. A Forbach, le revêtement

est en planches; ce revêtement est meilleur, mais plus cher.

L'eau, en sortant des bassins d'épuration, est complétement filtrée.

Réservoirs. Le réservoir de Hirschbach est en tôle; il a 5 mètres de hauteur sur 7 mètres de diamètre; les joints sont faits avec de la toile enduite d'un mastic métallique; celle-ci est pincée entre les deux portions à réunir. Il est tout entier au-dessus du sol.

Le réservoir de Forbach a $4^m,40$ de hauteur sur 9 mètres de diamètre. Il est en fonte; chaque carreau est terminé sur les quatre côtés par des cornières en saillie boulonnées sur celles des carreaux juxtaposés (1). Le niveau supérieur est au ras du sol; il est entouré d'une enveloppe cylindrique en maçonnerie, située à $0^m,80$ environ de la paroi du réservoir; cette disposition facilite les réparations.

L'hiver, les tuyaux extérieurs sont entourés de paille pour empêcher la congélation. Le réservoir de Forbach est placé sous ce rapport dans de meilleures conditions que l'autre. Une partie de la chaleur qu'il perd par rayonnement lui est renvoyée par son enveloppe, laquelle, étant située vers le bas à une assez grande profondeur au-dessous du sol, est moins froide que l'air ambiant. De plus, le premier réservoir, étant plus grand que le second, perd relativement moins de chaleur. Enfin le premier est alimenté avec de l'eau vive, sortant de la source, et cette eau gèle beaucoup moins facilement que l'eau de l'étang de Hirschbach. Aussi le réservoir de Forbach n'a-t-il jamais gelé, et pour empêcher la congélation dans celui de Hrischbach, on est

(1) Les trous des boulons ont été percés sur place, ce qui a donné un ajustage excellent.

obligé de le couvrir et d'y envoyer la vapeur d'échappement de la grande machine.

Fours et carbonisation.

La carbonisation a pour objet de transformer la houille en coke, en chassant les matières volatiles. Si l'opération se faisait à l'air, il y aurait beaucoup de déchet; faute de pouvoir obtenir un tirage suffisant, l'opération serait très-longue, la température peu élevée, et l'on obtiendrait un coke très-friable. La carbonisation de la houille doit donc se faire en vase clos, c'est-à-dire dans des fours.

Avant de décrire chaque système de fours, faisons quelques observations relatives à tous les systèmes.

Un four se compose essentiellement d'un espace fermé où s'opère la combustion; il est muni d'ouvertures par où l'on peut appeler l'air à volonté. Les fours se divisent en deux catégories principales : les fours à sole chauffée et ceux à sole non chauffée. Dans ces derniers, les gaz sont appelés dans la cheminée immédiatement en sortant des fours; la chaleur qu'ils emportent avec eux est perdue. Au contraire, dans les fours à sole chauffée, les gaz sont conduits sous la sole, y parcourent en brûlant un chemin plus ou moins long, et ne quittent le four qu'après lui avoir laissé la plus grande partie de leur chaleur.

Le coke présente un aspect différent, suivant qu'il provient de fours appartenant à l'un ou l'autre genre. En effet, dans les fours à sole non chauffée, la distillation commence par le haut et descend progressivement jusqu'en bas. Quand la sole est chauffée, la distillation commence à la fois par le haut et par le bas; il se produit dans la masse de coke une rupture vers le milieu du four, à l'endroit où les deux distillations se rejoignent. Aussi les morceaux sont presque quarrés,

tandis que le coke des autres fours est en morceaux très-allongés.

Cette différence dans la manière dont s'opère la distillation produit encore un autre effet. Dans un four quelconque, à mesure que l'opération s'avance, le coke produit forme une voûte qui arrête en partie le dégagement des gaz provenant de la masse intérieure. Ces gaz ne peuvent sortir que par les fissures qui se déclarent dans la croûte de coke. Plus cette croûte sera épaisse et plus le travail deviendra difficile. Or, dans les fours à sole chauffée, la distillation ayant lieu des deux côtés à la fois, le maximum de cette épaisseur est égal à la moitié de la hauteur de la charge. Dans les autres, elle atteint à la fin de l'opération la hauteur totale de la charge. On voit donc que les fours à sole non chauffée doivent être larges et peu élevés; à égalité de hauteur, ils doivent marcher beaucoup plus lentement que les fours à sole chauffée.

Enfin le tirage est beaucoup plus énergique dans les fours à sole chauffée, malgré les nombreux circuits effectués par les gaz. La chaleur développée par leur combustion est énorme, et ils arrivent au bas des cheminées avec une température beaucoup plus élevée que dans les cheminées des fours à sole non chauffée.

On emploie pour fabriquer le coke de grands ou de petits fours; ceux que nous allons décrire appartiennent tous à la première catégorie. Les petits fours ont l'avantage de cuire en peu de temps, de produire par conséquent une grande quantité de coke en vingt-quatre heures. Mais, si l'on tient surtout à la qualité, les grands fours paraissent préférables; la déperdition de chaleur y est proportionnellement moins grande, et la distillation est plus complète.

Dans la construction d'un four quelconque, on fait

en briques réfractaires toutes les parties qui doivent toucher la flamme ou les gaz. Derrière se trouve généralement une enveloppe en briques rouges ; les massifs se font en maçonnerie de moellon ou en terre pilonnée. On emploie le mortier ordinaire pour toutes les parties qui ne doivent pas toucher le feu ; mais pour les autres on prend du mortier réfractaire, formé de deux parties de ciment réfractaire pour une de sable blanc. Parmi les briques réfractaires, il faut distinguer les briques plates, les briques coniques pour voûtes, et les briques spéciales placées généralement aux angles comme raccordement : celles-ci sont les plus chères. La fonte et le fer entrent aussi dans la construction des fours : le fer sert à consolider la maçonnerie. Là dilatation des matériaux fait subir aux fours des efforts énormes ; on ne peut donc leur appliquer les règles des constructions ordinaires ; l'expérience a donné les dimensions de leurs différentes parties.

Quand un four vient d'être construit, il faut commencer par sécher la maçonnerie ; pour cela on y allume un feu de grosse houille dont on augmente progressivement l'intensité. La durée de cette opération varie suivant que le temps a été plus ou moins humide pendant la construction ; elle a varié de quinze jours à deux mois. Pendant ce dessèchement, il faut observer souvent comment se comporte la maçonnerie ; si l'on aperçoit des lézardes ou autres accidents, on s'efforce d'y remédier s'il en est temps encore. Quand le four est prêt, on introduit une charge moitié de la charge ordinaire, et on l'augmente progressivement jusqu'à ce qu'on ait atteint le roulement régulier. Alors le four reste constamment rouge ; après le défournement, la charge suivante s'enflamme aussitôt qu'elle arrive dans le four.

Voyons maintenant la manière de régler la marche d'un four (1). Au commencement de l'opération, on laisse ouverts les trous de charge jusqu'à ce que la houille soit bien allumée. Alors on ouvre toutes les prises d'air; en effet, au début, toute la charge dégage des gaz en énorme quantité; pour les brûler, il faut beaucoup d'air. Mais, à mesure que la distillation s'avance, la masse qui produit des gaz diminue, et il faut laisser entrer moins d'air. Aussi on baisse les registres peu à peu. La transformation en coke est complète lorsqu'il n'y a plus de flamme; si l'on pouvait fermer le four hermétiquement, il faudrait attendre cet instant précis pour intercepter la communication avec la cheminée. Mais alors la charge restant dans un vase complétement clos jusqu'au moment du défournement, qui ne peut suivre immédiatement, il se ferait dans le four une pression très-dangereuse et qui pourrait produire des explosions. On voit donc qu'à aucun instant il ne faut boucher hermétiquement le four. Le registre est toujours fait de manière qu'en le fermant il laisse une petite issue aux gaz. On le ferme lorsqu'il reste un peu de flamme sur la houille; il en résulte que le peu d'air qui passe à cet instant achève la transformation en coke. Il n'y aura pas de déchet et point d'explosion à craindre lorsqu'on ouvrira les portes pour le défournement.

Si l'on manque de houille pour recharger un four immédiatement, on laisse toutes les issues fermées comme précédemment jusqu'à ce que la houille soit prête. Alors le four se conserve chaud, et on évite ainsi les frais d'une mise en feu.

---

(1) Ce qui suit sur la marche d'un four ne s'applique qu'aux fours à sole chauffée.

Certains morceaux de coke présentent des parties miroitantes, qui semblent avoir subi un commencement de fusion. Ces parties sont très-riches en goudron ; cet effet se produit surtout dans les fours où la température est la plus élevée ; pour le faciliter, il suffit de donner un fort coup de feu. C'est d'ailleurs un indice de la bonté de l'opération.

Les fours sont réunis par batteries. Le nombre renfermé dans une batterie dépend de l'état des lieux et des dimensions des fours. Une batterie est terminée à chaque extrémité par une épaisse culée, qui doit être assez forte pour résister à la dilatation de la maçonnerie, ou au moins céder sans dislocation de l'ensemble. Si les batteries renfermaient un trop grand nombre de fours, les dilatations successives en s'ajoutant pourraient produire un trop grand effort aux extrémités et renverser les derniers fours.

La houille employée dans les deux usines ne se boursouflant pas d'une manière sensible, on peut charger les fours jusqu'aux naissances. La charge de coke incandescente peut être impunément exposée à l'air au sortir du four sans se fendiller. Les houilles trop grasses n'ont pas cet avantage ; ainsi on en voit en Angleterre qui ne peuvent sortir du four avant d'être complétement refroidies ; sans cela le coke s'écraserait. La carbonisation est alors très-longue, parce qu'outre le temps du refroidissement, on est obligé de marcher très-lentement, sous peine d'avoir un coke très-friable. Quant à l'inflammation de la charge suivante, elle se fait facilement dans ce cas avec un seul fagot, parce que ces houilles très-grasses ont la propriété de prendre feu aisément.

Fours ronds.

Examinons maintenant chaque système de fours, et d'abord celui des fours ronds, fours à sole non chauf-

fée (Pl. VIII, *fig.* 10, 11 et 12). Leur forme est un cylindre surmonté d'une surface de révolution engendrée par une anse de panier à cinq centres. La murette *h* est destinée à soutenir la charge, en laissant libre un espace pour l'écoulement des gaz qui sortent par le carneau *b*. Le rayon du premier arc de cercle est choisi de manière à laisser un espace suffisant derrière la murette; la hauteur du four a été fixée de manière que les gaz puissent circuler librement au-dessus de la charge, laquelle a une hauteur de $0^m,70$, un peu plus grande que celle du pied-droit. Le rapport de la hauteur à la largeur était trop faible pour que l'anse de panier fût à trois centres seulement. L'ouverture circulaire *a* sert au chargement qui, dans tous les fours, se fait par le haut; la charge est uniformément répartie au moyen d'un ringard que l'on passe par la porte latérale *n*.

La voûte est chargée avec de la terre pilonnée. C'est économique, mais il en aurait fallu une plus grande épaisseur; il y a, en effet, par le haut une plus grande déperdition de chaleur que dans les autres fours, ce qui tient probablement à ce que la voûte n'est pas assez couverte.

La charge étant introduite dans le four, il faut fermer la porte *n*; pour cela on bâtit une petite murette en briques qui la bouche hermétiquement, sauf une petite ouverture qu'on laisse pour l'introduction de l'air. Cette murette est refaite chaque fois : c'est là une perte de matière et de main-d'œuvre.

Pendant le chargement, le carneau *d* est fermé avec une petite porte en fonte *h*. Quand le trou de chargement est bouché et la murette bâtie, on enlève la porte du carneau et on la remplace par une calotte sphérique en fonte *l*, qui peut mettre le four en communication

avec la descente *e*. L'ouverture supérieure de cette descente est réglée par un registre que l'on manœuvre au moyen d'un crochet passé par-dessous la calotte. Le registre est ouvert entièrement au commencement du travail; les gaz arrivent par la descente dans le grand carneau *i* qui sert à quatorze fours et aboutit à la cheminée. A la fin, le registre étant fermé, on enlève la calotte et on remet la porte du carneau (1).

Le même ouvrier qui règle le tirage d'un four pèse le coke produit.

On voit que la conduite de ce four exige beaucoup de main-d'œuvre.

Le défournement se fait avec des ringards que l'on introduit par la porte latérale *n*. Cette porte va en s'évasant du dedans au dehors : c'est afin que le ringard placé en travers puisse atteindre tous les points de la sole. L'ouvrier souffre beaucoup de la chaleur dans cette méthode de défournement; elle a encore un autre inconvénient, c'est de trop briser le coke.

Les fours ronds ont en général besoin d'une réparation tous les six ans. Il faut cinq à six jours pour une fournée, durée beaucoup plus longue que dans les autres fours; leur charge étant à peu près la même (environ 6.800 kil.), il en résulte que la production par vingt-quatre heures et par four est beaucoup moindre. Leur rendement est de 58 à 59 p. 100; il est inférieur de 5 p. 100 environ à celui des fours à sole chauffée. Cela peut tenir à ce que, l'opération étant très-longue, une partie du coke formé au commencement est brûlé par l'air introduit dans le courant du travail. Le mode de défournement est aussi une cause de déchet : le coke sortant du four en morceaux et non en masse, comme nous le verrons

(1) Le trou *o* sert à visiter le grand carneau.

dans les fours à sole chauffée, il y a beaucoup de surface de contact avec l'air, et par conséquent trop d'aliment à la combustion avant que le coke soit éteint.

Il n'y a de fours ronds qu'à Hirschbach ; ils sont au nombre de quatre-vingt-quatre, divisés en douze batteries de sept chacune. Ces batteries sont accouplées ; le même grand carneau sert pour les deux d'un même couple, dont les descentes sont situées en regard les unes des autres. Une cheminée sert pour deux couples ; il y en a donc trois pour tous les fours ronds.

Fours à sole chauffée de Forbach.

Les fours de Forbach (Pl. VIII, *fig.* 1 à 4) sont tous à sole chauffée. Leur section est un rectangle surmonté d'un demi-cercle. La houille est chargée par deux trous cylindriques *h*, et *h* (*fig.* 3) placés dans l'axe ; elle monte jusqu'aux naissances. Les gaz sont emmenés par neuf prises de flamme, communiquant avec autant de descentes verticales *b*. Ils parcourent deux fois la longueur du four sous la sole ; puis ils sont avalés dans une grande descente verticale *d* (*fig.* 4), placée à l'extrémité du second carneau, et de là arrivent dans le grand carneau *e*, qui dessert toute une batterie, et débouche au pied de la cheminée.

L'air nécessaire à la combustion des gaz arrive d'abord dans le four par de petites prises d'air *l*, placées au-dessus des portes ; mais on n'en fait pas arriver assez pour les brûler entièrement ; le mélange qui parcourt les descentes *d* renferme un excès de gaz. Aussi l'on fait encore arriver de l'air par d'autres prises, situées à la hauteur des carneaux ; la combustion est alors entière. Si l'on faisait au lieu de cela arriver tout l'air en une seule fois, au point où le mélange avec les gaz aurait lieu, il se développerait une température si élevée que nulle brique ne saurait y résister. Avec la disposi-

tion adoptée, on évite cet inconvénient, et la température est plus uniforme dans les différentes parties.

Les descentes sont prolongées jusqu'à la plate-forme supérieure, et fermées avec des tampons en fonte *m*. C'est afin que, s'il y a un engorgement, on puisse le détruire facilement. Au-dessus de la prise de flamme, la chemise en briques réfractaires est moins épaisse ; et en effet la température doit être moins élevée dans cette partie.

Les prises de flamme ont une forme assez compliquée : en section verticale, elles vont en s'agrandissant du côté de la descente, à cause du raccordement nécessaire avec la voûte ; en section horizontale, au contraire, elles se rétrécissent vers la descente, pour favoriser le tirage.

Les fours sont fermés par des portes en fonte à deux battants *n*, pouvant tourner autour de gonds fixés solidement à la maçonnerie. C'est par là qu'on sort la charge d'un seul bloc au moyen d'un repoussoir, qui, introduit par une porte, fait sortir la charge par la porte opposée. La houille se boursouflant très-peu, il s'ensuit que pour donner passage au coke formé, il suffit que les portes s'élèvent jusqu'aux naissances. L'espace compris entre le dessus des portes et le contour de la voûte est fermé par deux petites voûtes en arc de cercle, sur laquelle s'appuie le haut des portes. Si l'on eût prolongé celles-ci jusqu'au sommet du four, leur poids aurait beaucoup augmenté ; ce serait plus cher, et il serait impossible à un seul homme de les manœuvrer, puisque c'est déjà assez difficile avec les dimensions actuelles. De plus, il y a par ces portes métalliques une forte perte de chaleur ; à chaque opération, on est obligé de luter soigneusement les angles pour éviter l'entrée de l'air, et la

porte elle-même pour rendre sa surface moins rayonnante. Par conséquent, moins cette porte est grande, et moins l'entretien coûte. Le lut employé se compose de terre grasse gâchée avec de l'eau. Enfin la porte est munie d'un petit anneau qui sert à en faciliter l'ouverture (1).

La maçonnerie est consolidée par des armatures en fonte, qui servent aussi de gonds aux portes. Ces armatures présentent en élévation une forme de *t* allongé. Le pied du T s'enfonce en terre; les deux extrémités de la branche sont fixées par deux tirants qui traversent le four dans sa longueur, et relient les armatures opposées. Aux points d'attache, l'armature présente un renflement sur lequel s'appuie une rondelle en peuplier, laquelle est serrée contre le tirant par un double écrou. L'intermédiaire de la rondelle est nécessaire, parce qu'elle cède en se comprimant. Dans la mise en feu d'un four, il faut ne pas trop serrer les écrous, parce que sans cela la dilatation fait soulever la maçonnerie tout autour. Les tirants ont souvent besoin de réparation; les vis se déforment par suite des efforts énormes qu'elles supportent. Leur section est de $0^m,03$ de diamètre.

La section transversale des armatures est en forme de T. Elle est variable suivant la hauteur, et atteint son maximum vers le milieu; c'est qu'en effet l'armature peut être considérée comme une pièce fixée à ses extrémités, et supportont sur sa longueur différents efforts. Ces armatures, faites en général avec d'assez mauvaise fonte, se rompent souvent; la rupture a lieu le plus souvent près de la sole, entre les deux anneaux qui

(1) Les portes présentent de petits regards pour voir la marche du four.

maintiennent le tourillon de la porte. A l'endroit de la rupture ordinaire, la section est celle représentée dans la figure ci-contre.

Chaque armature présente une ouverture *i* où l'on passe une tringle qui sert à fermer hermétiquement la porte pendant le travail.

La porte est garnie d'un seuil en fonte; dans la construction, on laisse un petit intervalle entre ce seuil et la maçonnerie, de peur que la dilatation de celle-ci ne le déjette.

Revenons à l'intérieur du four. Au bas des descentes, les gaz arrivent sous la sole. Les deux carneaux communiquent par deux ouvertures pratiquées dans leur pied droit commun, à l'extrémité du côté droit. Il en résulte que les gaz qui sortent des descentes ont d'autant plus de chemin à parcourir, et par suite d'autant plus de frottement à subir que ces descentes s'éloignent plus vers la gauche; de là une cause d'inégalité dans le tirage. On y remédie efficacement en y restreignant progressivement de la gauche à la droite le débouché des descentes.

A l'extrémité gauche du second carneau se trouve la grande descente *d* qui amène les gaz dans le grand carneau *e* (*fig.* 4). L'ouverture de cette descente est manœuvrée par un registre *i*. C'est ce registre qui sert à régler le tirage du four; on voit que s'il est fermé les carneaux conserveront leur chaleur. Étant placé près de l'extrémité gauche du four, on le manœuvre facilement avec une petite tige en fer qu'on passe par le regard *m*.

Il peut arriver que la grande descente d'un four ait besoin de réparation. Pour ne pas être obligé, dans ce cas, d'arrêter le four, on ménage dans les pieds-droits des voûtes des ouvertures, qui permettent de faire

passer dans une seule descente les gaz provenant de plusieurs fours.

Du côté droit, qui est celui du repoussoir, le sol extérieur est au niveau des carneaux, et cela est nécessaire pour manœuvrer les regards et prises d'air. Mais du côté gauche il faut, pour recevoir la charge, que le sol soit au niveau du four. On ne pourrait alors avoir par là des regards pour introduire l'air sous la sole; il serait impossible, en outre, de visiter facilement les abords de la grande descente, et l'on ne pourrait pas manœuvrer de ce côté le registre *i*. Quant à le manœuvrer par la droite, il faudrait pour cela une longue tringle, qui se fléchirait sous son poids par l'action de la chaleur. Pour parer à ces difficultés, on a creusé à gauche, contre le four, un fossé profond de $0^m,70$, large de 3 mètres. Derrière ce fossé, le sol se relève au niveau du four.

Pour faire franchir à la charge l'intervalle de ce fossé, il a fallu installer un chariot se mouvant sur un petit chemin de fer établi dans le fond; le chariot est placé devant le four à décharger. Il exige quatre hommes pour sa manœuvre; c'est une perte de main-d'œuvre considérable dans le déchargement. Les regards servent à boucher les trous par où l'on manœuvre les registres, et à examiner la marche du four; ils se composent d'un rectangle plein terminé par un cylindre creux qui s'engage dans le canal à boucher. Il y en a deux par four. Ils sont en fonte ou en terre réfractaire.

Une prise d'air se compose de deux pièces en fonte ou terre : l'une fixe présente une petite échancrure; l'autre mobile glisse et tourne à l'intérieur de la première; elle présente une échancrure pareille. En la tournant plus ou moins, on fait entrer la quantité d'air qu'on veut, suivant la correspondance des deux

échancrures. Il y a quatre prises d'air par four (1).

Pour manœuvrer les wagons sur le haut des fours, on y dispose deux voies. Les rails reposent sur des dés en pierre de taille; de place en place il y a une plaque tournante.

Le sommet des fours est formé de deux plans inclinés pour l'écoulement des eaux.

Il y a à Forbach cent deux fours, formant deux batteries de dix-sept à chaque extrémité, et au milieu deux batteries de trente-quatre. Il y a trois cheminées; chacune est placée vis-à-vis l'intervalle de deux batteries. Il eût été moins bon de faire trois batteries de trente-quatre fours, avec une cheminée au milieu de chacune; en effet, l'étude de la disposition intérieure d'une cheminée montrera qu'il eût fallu laisser vis-à-vis celle-ci un fort massif de maçonnerie correspondant à sa largeur.

La dilatation a produit des effets très-considérables sur les fours de Forbach, qui marchent depuis trois ans. Chaque four s'est dilaté de $0^{m},01$ environ; de sorte que sur une batterie de trente-quatre fours, cela fait $0^{m}.17$ de chaque côté. Or la culée pénétrant assez profondément en terre en terre, la butée arrête sa fondation, et il ne peut se produire qu'un mouvement de rotation autour du pied. Cet effet se remarque sur la culée et sur les fours voisins des extrémités; ceux-ci s'inclinent en pivotant autour d'un axe horizontal, de sorte que leurs armatnres deviennent obliques. Quant à la culée, qui présentait un fruit, elle devient verticale, et même s'avance en surplomb. Ces effets faciles à prévoir se sont produits à Forbach surtout.

---

(1) Elles ne fonctionneraient toutes que dans le cas où il y aurait engorgement.

Quand un four est tellement avarié qu'il exigerait une reconstruction complète, on l'arrête, et on le remplit de sable, pour que la pression des fours voisins ne l'écrase pas.

Dans la marche, il se produit souvent des avaries près des portes, dans l'angle rentrant compris entre la voûte du four et l'arc en briques des têtes. Il faut alors les réparer après la fournée, et le plus vite possible. Pour cela, on charge le four comme à l'ordinaire; la charge absorbe la chaleur considérable provenant des fours voisins, et l'on peut faire rapidement la réparation, qui serait impossible en laissant le four vide.

La carbonisation dure trois jours; le rendement est en moyenne de 58 p. 100. La charge enfournée est de 6 tonnes.

On a construit à Hirschbach, dans le courant des années 1857 et 1858, trente-six fours à sole chauffée analogues au genre que nous venons de décrire, avec quelques modifications que l'usage a semblé recommander.

Nouveaux fours de Hirschbach.

D'abord, au lieu de neuf descentes de flamme, ils n'en renferment que cinq. Voici la raison qui a conduit à cette modification. En général, c'est toujours dans les angles et aux interruptions de maçonnerie que les lézardes se déclarent. Ainsi, à chaque prise de flamme, il se produit souvent des fentes par l'usage. De plus, on a remarqué que, dans les fours à neuf descentes, toutes ne tiraient pas. On a donc pensé qu'en réduisant leur nombre à cinq, le tirage n'en souffrirait point, et on aurait l'avantage d'avoir moins de lézardes; par suite il entrerait moins d'air par les fentes et il y aurait moins de coke brûlé. Le rendement devait donc augmenter; c'est ce que l'expérience a déjà montré dans dix-neuf fours construits sur ce modèle en 1857.

Il y a encore une autre modification introduite dans ces nouveaux fours. Ils présentent trois carneaux sous la sole au lieu de deux, et l'intervalle étant ainsi réduit, on a pu remplacer les voûtes par des plates-bandes formées d'une seule brique.

La suppression des voûtes sous la sole paraît devoir être une grande amélioration. En effet, d'abord les voûtes demandent des briques spéciales qui coûtent plus cher que les autres. Mais leur grave inconvénient, c'est de nécessiter des réparations fréquentes; c'est presque toujours par là que la marche du four est arrêtée, et en effet les pieds-droits s'écartant de $0^m,005$ environ de chaque côté de l'axe dans un four large de $1^m,20$, il est naturel que les petites voûtes s'effondrent sous la forte pression qu'elles supportent. Leur appareil se disjoint, et, lorsque le repoussoir est introduit dans le four, la pression de ses rouleaux achève la désorganisation.

Avec le nouveau système, les briques spéciales se trouvent supprimées; l'effet de l'écartement des pieds-droits du four n'est plus destructeur, parce que les briques des plates-bandes, s'engageant librement dans la maçonnerie, restent en place lorsque celle-ci a glissé sur elles. De plus, les deux rouleaux du repoussoir, se trouvant à l'aplomb des deux petits pieds-droits, n'agissent plus en porte-à-faux.

Les gaz parcourant trois fois au lieu de deux la longueur de la sole, leur chaleur est mieux utilisée. On pouvait craindre, il est vrai, que le tirage ne fût diminué par cette augmentation de parcours; mais l'expérience a montré qu'il était bien suffisant, même dans les fours de culée qui, n'étant chauffés que d'un côté, se trouvent dans les circonstances les plus défavorables.

Les trente-six fours ont une seule cheminée, qui se trouve située du côté des repoussoirs. Cette disposition est très-avantageuse, parce qu'elle permet la suppression de la fosse devant la porte de sortie. En effet, les grandes descentes se trouvant du côté du repoussoir, la nécessité de manœuvrer leur registre ne s'oppose plus à ce que du côté du déchargement le terrain s'élève au niveau de la sole et s'appuie contre le four.

Dans tous les fours de Forbach dont la sole devient hors d'état, on construit trois carneaux. Lorsque tous seront refaits sur ce modèle, on supprimera la fosse; le grand registre a été dans cette prévision placé du côté des repoussoirs dans les fours réparés; il est placé verticalement, à l'extrémité du second carneau, et se manœuvre par la droite. On n'a fait ni regards ni prises d'air du côté gauche, qui sera recouvert de terre jusqu'à la sole. Avec cette disposition, le four étant arrêté, la chaleur se conservera seulement dans deux carneaux, puisque le troisième communiquera toujours avec la cheminée.

Les fours à trois carneaux n'ont que trois prises d'air et un regard. Leur rendement à Hirschbach varie de 62 à 66 p. 100; il est donc beaucoup plus fort que dans les fours ancien modèle de Forbach. Cela tient surtout à ce que ceux-ci, ayant déjà un certain temps d'usage, ont des fissures qui appellent l'air extérieur.

Fours de M. Dubochet.

Le principe des fours de M. Dubochet (Pl. VIII, *fig.* 6 à 9) est d'utiliser le mieux possible la chaleur des gaz; ceux-ci font de longs circuits sous la sole avant de s'échapper vers la cheminée. Chaque four présente deux descentes de flamme verticales *a*, à l'extrémité de chaque pied-droit, en diagonale. Les gaz descendent d'abord à 1 mètre environ au-dessous de la sole dans

les deux conduits *b* (*fig.* 6). De là ils remontent par trois canaux verticaux, et se répandent sous la sole dans deux sens opposés formant deux courants bien distincts, séparés par un mur vertical *dd* (*fig.* 7) placé en diagonale. Pendant cette marche, chaque courant est divisé par de petites murettes isolées, qui, tout en soutenant la sole, rendent uniforme la répartition de la chaleur. Après avoir traversé toute la longueur du four, les deux courants redescendent chacun à une extrémité, suivent deux plans inclinés, traversent la moitié de la longueur du four, enfin s'avalent tous les deux dans une descente *o* située dans l'axe du four et au milieu. Cette descente aboutit au grand carneau *i* (*fig.* 6) qui règne sous toute la longueur des fours.

Un regard sert à manœuvrer le registre de la descente *a*. L'air nécessaire à la combustion arrive d'abord dans le four par de petites ouvertures ménagées dans les portes, puis par les prises d'air. Habituellement on en bouche deux sur trois; sans cela il y aurait trop de chaleur dans cette partie, où le mélange forme chalumeau. Les registres placés au-dessus du grand carneau servent à arrêter la marche du four.

Les regards et prises d'air, du côté de la sortie du four, donnent sur une galerie voûtée qui règne tout le long, et sur laquelle passe la charge. Elle est aérée par des ouvertures ménagées dans le ciel. Cette disposition a permis d'éviter la fosse qui existe à Forbach. Seulement on a été obligé d'étrésillonner cette galerie de place en place, parce que la dilatation des fours menaçait de l'écraser.

La grille *m* devait dans l'origine servir à allumer un feu auxiliaire pour chauffer la sole; mais on n'a pas tardé à s'apercevoir que cette manière d'opérer développait une température tellement élevée que le four

aurait été bientôt hors de service. Maintenant on ne s'en sert plus.

Dans les pieds-droits, il existe des canaux où une partie des gaz est en circulation. C'est afin d'échauffer les pieds-droits autant que la sole.

Les portes sont simples; pour les ouvrir, il faut les soulever verticalement : elles glissent entre des guides. Cette opération se fait au moyen de crics roulants manœuvrés par deux hommes; on les amène au-dessus de chaque four au moyen de petits chemins de fer qui sont suspendus verticalement au-dessus des portes. Ce système de fermeture est hermétique, mais cher et demande beaucoup de main-d'œuvre; les portes à deux battants paraissent préférables.

Les fours de M. Dubochet sont à Hirschbach au nombre de soixante; ils sont divisés en quatre batteries, les deux extrêmes de dix, les deux autres de vingt. Il y a trois cheminées. Le grand carneau est muni de deux registres, près du point de jonction avec le conduit qui mène à la cheminée; ces registres permettent d'intercepter la communication entre une demi-batterie et la cheminée.

Le rendement de ces fours est très-considérable. Maintenant, après une marche de cinq ans, ils donnent de 63 à 65 p. 100. Mais ils sont très-coûteux.

Cheminée.

Dans tous les fours que nous venons d'étudier, le tirage s'effectue au moyen de cheminées d'une hauteur de 30 mètres environ. Elles sont munies à leur partie inférieure (Pl. VI) de registres qui permettent de faire varier à volonté l'ouverture laissée aux gaz. Plus cette ouverture est grande et plus le tirage est fort. L'expérience a donné la grandeur convenable dans chaque cas. Les registres portent une crémaillère qui dépasse à l'extérieur; on la soulève avec un cric. La murette *a* sert

à donner aux deux courants de gaz la direction verticale.

Vers le bas, la cheminée est formée de deux enveloppes : l'une, extérieure, est en briques ordinaires; l'autre est en briques réfractaires. Dans le haut, cette seconde couche est inutile, parce que la température y est moins élevée. La chemise réfractaire, étant beaucoup plus chaude que l'enveloppe extérieure, elle se dilate beaucoup plus; il faut donc laisser un certain intervalle entre deux. Malgré cela, il se produit souvent de fortes lézardes et souvent même la fumée peut s'y faire jour. Dans ce cas, si l'on veut arrêter cet effet, il faut diminuer la pression des gaz à l'intérieur, et par conséquent baisser le registre, mais cela diminue le tirage.

Les voûtes *b* ont été ménagées au bas de la cheminée, afin que si le tirage était trop fort, on pût les évider et faire entrer par là de l'air froid pour abaisser la température.

Si l'on regarde le haut des cheminées, on voit que les gaz en sortent complétement incolores; il n'y a un peu de fumée que lorsqu'on vient d'allumer un four. On voit donc que dans ces appareils la combustion est complète.

Les différents fours d'une batterie étant inégalement éloignés de la cheminée, si leurs registres étaient également ouverts, il en résulterait que les plus éloignés auraient un tirage sensiblement moindre que les plus voisins. Pour empêcher cela, on a opéré d'abord sur les deux fours extrêmes, le plus près et le plus loin, et on a mesuré la grandeur des ouvertures qui donnaient un bon tirage pour ces deux fours. S'il y a n fours intermédiaires, en partageant la différence entre les deux ouvertures observées en $n+1$ parties égales, on forme

les ouvertures successives en ajoutant à la première une, deux, etc.... $n+1$ de ces parties. L'expérience, d'accord avec le raisonnement, a montré que le tirage était ainsi bien réglé.

Repoussoirs.

Dans les fours à voûtes en berceau, la charge de coke est sortie d'un seul bloc à l'aide d'un repoussoir. Cet appareil consiste essentiellement en une longue crémaillère en fonte qui est poussée contre la charge par un mécanisme porté sur un chariot.

Il y a deux modèles de repoussoirs employés : l'un, représenté sur la Pl. IX, *fig.* 1 à 5, est celui des fours de M. Dubochet; il exige quatre hommes pour le manœuvrer. L'autre exige six hommes; il ne diffère du premier que par les rayons des engrenages qui sont calculés de manière à avoir plus de vitesse, et partant moins de force, pour une même pression exercée sur la manivelle.

La crémaillère s'assemble à son extrémité, au moyen d'une clavette, avec un plateau ou bouclier qui, ayant à peu près la largeur du four, s'appuie contre la charge. Ce bouclier est muni de quatre rouleaux; les deux placés latéralement servent à guider le mouvement; les deux rouleaux inférieurs roulent sur la sole.

La crémaillère est évidée à l'intérieur pour diminuer son poids. Elle se meut sur les rouleaux *a*, qui sont munis de rebords. Il faut qu'elle soit assez longue pour pousser la charge entièrement hors du four. Or, si on la faisait d'une seule pièce, elle exigerait beaucoup de place derrière le four, et il serait difficile de la soutenir; aussi l'a-t-on formée de trois parties qui s'assemblent au moyen de tenons et de clavettes, pendant l'opération, au fur et à mesure qu'elle s'avance. La première partie a une longueur de 5^{m},75; elle engage dans le bouclier, et elle est formée elle-même de deux parties

assemblées à demeure, au moyen de six boulons; la seconde partie est longue de 3^m,60; la troisième de 3^m,70. Elles sont placées sur les supports, en *b*, et sont prêtes à être mises en place.

La chaleur du coke se communique à l'appareil, de sorte que la crémaillère s'avançant, si on la laissait sans appui sur toute la longueur du four, elle pourrait fléchir sous son propre poids, et sous l'action de la force motrice. Aussi on y attache des chapes mobiles C, munies de rouleaux qui reposent sur la sole. On met deux chapes pour la longueur du four. On les met en place très-vite avec des clavettes.

Les manivelles motrices *m* commandent un arbre qui porte deux pignons *i*, *o*. Cet arbre peut recevoir un déplacement longitudinal, de manière à embrayer l'un des pignons, soit avec la roue *l*, soit avec la roue *n* (*fig.* 2). Ce déplacement s'effectue à la main; les deux leviers *h*, équilibrés par des contre-poids, portent à leur extrémité des cales qui s'engagent dans des évidements creusés sur le pourtour de l'arbre; on peut ainsi fixer celui-ci dans les deux positions voulues. La roue *n* commande le pignon qui engrène avec la crémaillère. Dans la position représentée sur la figure, l'arbre moteur n'agit sur la roue *n* que par l'intermédiaire de la roue *l* et du pignon calé sur le même axe. On a peu de vitesse et beaucoup de force : c'est la position du déchargement. Si l'autre pignon *o* engrenait directement avec la roue, on aurait moins de force et plus de vitesse : c'est la position pour retirer la crémaillère.

Les supports sont en fonte : ils reposent par six roues sur trois files de rails : les deux plus voisins du four sont plus forts, parce qu'ils ont à supporter le poids des engrenages, tandis que les autres ne portent que le bout de la crémaillère.

Il y a en tout sept repoussoirs, dont trois à Forbach, deux pour les fours de M. Dubochet, et deux pour les fours neufs.

Défournement et chargement.

Devant les fours déchargés par des repoussoirs, il y a des plans inclinés pavés en briques. Leur longueur est d'environ 10 mètres, leur inclinaison de $0^m.07$ pour 1 mètre. Les briques sont placées de champ, et leur grand côté est parallèle à la ligne de plus grande pente. Cette disposition tend à diminuer le frottement, parce que la longueur des joints placés dans le sens transversal est minimum. Cette précaution est prise aussi dans la construction de la sole.

Un autre effet de l'inclinaison du plan, c'est de faciliter le fendillement régulier de la masse de coke, pendant le défournement, la charge étant obligée de s'incliner au sortir du four.

La présence du plan incliné ne diminue pas la force motrice nécessaire pour pousser la charge. En effet, supposons une portion de la charge dont le poids est P. Lorsqu'elle est dans le four, il faut pour la pousser une force $Q = fP$, f étant le coefficient de frottement du coke sur la maçonnerie de briques. Quand elle arrive sur le plan incliné, $fP \cos \alpha$ est l'intensité du frottement nouveau. Mais la force Q' transmise du repoussoir reste horizontale; elle se décompose en deux, l'une $Q' \cos \alpha$ parallèle au plan incliné, l'autre $Q' \sin \alpha$, normale à ce plan, et qui tend à soulever la charge. On doit donc avoir $Q' \cos \alpha = fP \cos \alpha$, d'où $Q' = fP = Q$. La force du repoussoir sera donc toujours la même à exercer; seulement une partie tendra à faire renverser la charge.

Dans la pratique, cet effet de renversement ne se produit pas. Il est même probable que, si l'on avait

maintenu le plan horizontal, certains morceaux auraient été soulevés comme des coins.

L'extinction du coke se fait à l'eau ou au fraisil. Pour l'extinction à l'eau, on dispose en avant des rangées de four un tuyau de conduite, avec des prises de place en place, pour alimenter de petits réservoirs. C'est là que les ouvriers emplissent leurs seaux, qu'ils versent sur le coke. Le second mode d'extinction consiste à former des tas de coke, que l'on couvre entièrement avec du fraisil; cette couche empêche le contact de l'air, et le coke s'éteint; mais il faut deux jours.

L'extinction à l'eau est plus rapide et demande moins de main-d'œuvre; mais elle est pénible pour les ouvriers, surtout en été. Dans certaines usines de Prusse, au lieu de verser l'eau au moyen de seaux, on la dirige sur les différents points de la masse à éteindre avec des tuyaux en cuir adaptés de place en place sur la conduite. Ce système pourrait être établi à Forbach et à Hirschbach, sans beaucoup de frais; car on dispose partout d'une hauteur d'eau bien suffisante. Il est moins pénible pour l'ouvrier; mais il est douteux qu'avec un filet d'eau assez mince on puisse éteindre aussi rapidement qu'avec un certain nombre de seaux versés sans relâche. De plus, le nuage de vapeur qui se forme au-dessus du coke empêcherait de diriger le jet d'eau aux points convenables. Ce système demande moins de main-d'œuvre, mais éteint moins bien.

L'extinction à l'eau offre l'avantage d'enlever les sulfures : le soufre, existant à l'état de bisulfure dans la houille, est passé à l'état de protosulfure dans le coke, de sorte qu'avec l'eau il y a décomposition réciproque. On sent parfaitement, en effet, le dégagement d'hydrogène sulfuré.

De plus, le coke est mieux éteint par l'eau que par le fraisil.

L'extinction par l'eau produit une décrépitation qui brise trop les morceaux de coke. Aussi, à l'aspect seul, on peut reconnaître de quelle manière il a été éteint; le coke éteint à l'eau est en plus petits morceaux, et de couleur foncée; l'autre est tout blanc.

En résumé, on doit préférer l'extinction par l'eau, et on l'emploie toutes les fois que c'est possible. Le coke des fours de M. Dubochet seul est éteint au fraisil; et encore, c'est à cause du manque d'eau. Devant ces fours, sur le plan incliné, on a bâti des murettes dont l'espacement est égal à la largeur des fours, et la hauteur égale à peu près à celle de la charge. Celle-ci arrivant entre deux murettes, il n'y a plus qu'à couvrir la face supérieure de fraisil. Il faut bien éviter de laisser un passage à l'air, parce que le coke serait brûlé.

Lorsque l'extinction a lieu par l'eau, le coke est porté immédiatement dans les grands wagons au moyen de civières en bois. Chaque civière contient 100 kil. de coke, et est portée par deux hommes; le tout est pesé sur des bascules mobiles que l'on transporte auprès du four déchargé.

Mais pour le coke éteint au fraisil, on est obligé de procéder autrement : comme l'extinction est alors très-imparfaite, on a été obligé de substituer des brouettes en fer aux civières, qui étaient souvent brûlées. Le coke est porté dans les brouettes depuis la chambre de refroidissement jusqu'au tas que l'on forme sur le quai près du four. On le laisse là jusqu'à ce qu'on soit sûr que l'extinction est complète : puis il faut le porter aux wagons en passant par la bascule; ce transport définitif se fait avec des civières.

Les brouettes contiennent 80 kil. environ de coke et coûtent 50 francs, tandis que les civières ne coûtent que 12 francs. Mais celles-ci s'usent très-rapidement quand le coke est mal éteint, de sorte que les brouettes sont plus économiques pour le coke éteint au fraisil. Elles offrent aussi l'avantage de mieux utiliser la force dépensée.

On peut comparer, comme main-d'œuvre, les deux procédés d'extinction. A Forbach, pour défourner dix-huit fours, éteindre à l'eau et charger, il faut vingt-trois hommes; à Hirschbach, pour défourner vingt fours de M. Dubochet, éteindre au fraisil et charger, il faut trente-trois hommes. En tenant compte du rapport des charges, qui est de 6 tonnes dans les premiers, de 7 tonnes dans les seconds, on trouve que pour un four le nombre d'ouvriers est représenté par les nombres 1,2 dans le premier cas et 1,4 dans le second.

On voit que l'extinction au fraisil exige plus de main-d'œuvre que l'extinction par l'eau. Cependant, grâce à une disposition particulière, ce système est avantageusement employé dans l'établissement de fours à coke de M. de Wendel, à Sulzbach (Prusse). En effet, un grand nombre de ces fours sont munis de deux plans inclinés: le premier porte les chambres de refroidissement, le second est uni et plus incliné. Avec ce système, on pousse deux charges à la fois. La charge s'éteint d'abord entre les murettes; pendant qu'elle parcourt le second plan, elle se refroidit complétement; de plus, dans ce second trajet, elle se fendille d'elle-même, ce qui facilite la main-d'œuvre et donne des morceaux plus réguliers. Mais ce système serait difficilement applicable aux fours de la compagnie; en effet, ces fours ayant une capacité double de ceux dont il s'agit dans l'exemple précédent, les repoussoirs de-

vraient avoir, pour pousser deux charges, une force trop grande.

Criblage et lavage du menu coke.

Le chargement du coke des plans inclinés se fait au moyen de pelles à grille, dont les barreaux ont un intervalle de 0m,030. Ce qui reste dessus est immédiatement porté dans les wagons : c'est le gros coke. Il reste sur le plan incliné du menu coke mêlé avec des matières étrangères, entre autres l'argile qui provient du lutage des fours. On choisit d'abord le menu coke qui paraît le plus propre, et on le porte au criblage; puis les parties les plus sales sont portées au lavage.

Le crible est un cylindre incliné formé d'un treillis métallique; il est divisé en deux compartiments, suivant l'écartement des mailles, qui est de 0m,01 et de 0m,02. Le menu coke introduit par le haut glisse dans l'intérieur du crible; ce qui passe à travers le premier compartiment est le poussier, à travers le second c'est le petit coke; enfin, ce qui traverse le crible sans passer par les mailles est le ckoe moyen. Les mailles hexagonales de ces cribles s'usent assez rapidement et coûtent cher; les réparations sont difficiles. On a essayé dernièrement d'y substituer un grillage, à mailles rectangulaires; il est formé de barres longitudinales maintenues par des cercles; quand une barre est usée, on la retire facilement, on la remplace, et le crible est aussi bon qu'auparavant. Ce système, qui présente une économie réelle, va être probablement substitué à la toile métallique des lavoirs, laquelle coûte aussi beaucoup d'entretien. L'idée de cette modification est due à M. de Veyle, le chef de la fabrication.

Le lavage du menu coke se fait au moyen d'appareils volants installés de la manière la plus économique. Le principe est le même que dans les grands lavoirs.

La tige du piston est mue par un balancier équilibré par un contre-poids. Il faut deux hommes pour mouvoir ce balancier. Le coke retiré du lavoir est séparé à la main en deux numéros qui sont le moyen et le petit coke. Les matières qui restent dans le lavoir sont portées aux remblais.

On n'emploie dans les machines que le gros coke et les plus gros morceaux que l'on choisit à la main dans le moyen coke.

Dans un tas formé depuis un mois, le poids du mètre cube de coke a été de 420 kil.

Roulement des fours et rendements.

Donnons d'abord les moyennes de fabrication journalière à Forbach et à Hirschbach dans le courant de juillet 1858.

	Gros coke.	Moyen coke.	Petit coke.
	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Atelier de Forbach. . . .	62	1,24 ou 2,5 0/0	1,55 ou 2,5 0/0
Atelier de Hirschbach. . .	165	4,00 ou 2,5 0/0	5,00 ou 3,0 0/0
	227	5,24 ou 2,3 0/0	6,55 ou 2,8 0/0

Le tableau de la page 539 sert à comparer le rendement des diverses espèces de fours. Par suite de la disposition des ateliers, le rendement en moyen coke n'a pu être mesuré que pour l'ensemble des fours ; comme il est peu considérable, on l'a supposé également réparti, afin d'avoir le total du rendement.

On sait qu'à Forbach la houille est toujours lavée. Les rendements relatifs à Hirschbach ont été choisis d'abord dans le mois de juin, où on lavait ; puis dans le mois de septembre, où on ne lavait pas. En comparant les deux cas, on voit que le rendement est plus fort quand la houille n'est pas lavée, et cela se conçoit, puisque celle-ci renfermant des schistes qui ne peuvent

être enlevés par la carbonisation, le rapport des matières volatiles enlevées au poids total est moindre que lorsque la houille est lavée. Mais celle-ci étant plus pure, plus riche en matières combustibles, il en résulte que la supériorité du rendement de la houille non lavée n'est qu'apparente, puisque le rapport du poids utile au poids brut est moindre.

Le rendement est généralement plus fort en été qu'en hiver. Souvent en hiver les vents contrarient le tirage; par un grand vent, il s'introduit plus d'air dans le four; il y a donc plus de déchet. De plus, la déperdition de chaleur par rayonnement est plus considérable pendant l'hiver.

	ATELIER DE HIRSCHBACH.									ATELIER DE FORBACH.		
	FOURS DE M. DUBOCHET.			FOURS NEUFS A 3 CARNEAUX.			FOURS RONDS (sole non chauffée)			FOURS A 2 CARNEAUX.		
	Juin 1858.	Septembre 1858.	Moyenne.	Juin 1858.	Septembre 1858.	Moyenne.	Juin 1858.	Septembre 1858.	Moyenne.	Moyenne de janvier, février et mars 1858	Moyenne d'avril, mai et juin 1858.	Moyenne.
Nombre de fours chargés	578	598	588	180	180	180	435	435	435	630	540	585
Houille chargée — lavée	3.290[t]	»	4.099	1.080	»	1.078	3.019	»	3.084,5	4.334	4.088	4.211
Houille chargée — non lavée	719[t]	4 179		»	1.077		49	3.131		»	»	»
Rendement en coke — gros	60,52 0/0	63,43	61,97	60,27	64,40	62,335	55,43	58.51	56,97	53,8	57,3	55,55
Rendement en coke — moyen	0,12 0/0	0,16	0,14	0,12	0,16	0,140	0,12	0,16	0,14	2,4	2,6	2,5
Rendement en coke — petit	2,49 0/0	1,43	1,66	1,85	2,14	1,995	2,46	1,31	1,88			
Rendement total	63,13 0/0	65,02	64,04	62,24	66,70	64,470	58,01	59,98	58,99	56,2	59,9	57,55
Rendement par four	$4^t,406^k$	4,600	4,503	3,727	3,970	3,848	4,078	4,219	4,148	3,866	4,534	4,200
Durée moyenne de la cuisson	3 j.	3	3	3	3	3	6	5,80	5,90	3	3	3
Rendement par four et par 24 h^res	$1^t,468^k$	1,533	1,500	1,242	1,326	1,284	0,679	0,727	0,703	1,288	1,511	1,399

On voit dans ce tableau que la durée de la cuisson d'un four rond a été de près de six jours. C'est qu'en été le travail de défournement de ce four étant très-pénible, on est obligé de ralentir faute d'ouvriers. En hiver, la cuisson ne dure plus que quatre jours ; on donne plus d'air, mais le four en souffre un peu. La durée normale est de cinq jours.

Dépenses courantes de la fabrication. Achat de la houille.

La houille employée à Hirschbach provient tout entière de la mine de Dutweiler, qui touche l'usine. Le prix est de 9f,22 la tonne, par suite d'un marché spécial.

Tous les mois on pèse contradictoirement les schistes retirés de la houille : ceux-ci sont alors versés aux remblais, et la mine fournit un poids égal de houille en remplacement. L'entrée en France coûte 1f,80 ; le port 1f,42 jusqu'à Forbach.

Quant aux houilles employées à Forbach, elles viennent de plusieurs endroits.

	fr.
Prix de la tonne de houille prise à la mine. .	12,50
Droit d'entrée.	1,20
Somme.	13,70

A cela, il faut ajouter le prix de transport, qui varie suivant le point de départ :

	fr.
De Heinitz à Forbach.	2,60 la tonne.
D'Altenwald à Forbach	1,59
De Dudweiler à Forbach	1,42

Ce qui donne les prix de 16f,30, 15f,29, 15f,12 la tonne.

Main-d'œuvre.

Quant à la main-d'œuvre, voici quelques détails :

A Forbach, les laveurs seuls sont à la tâche ; ils ont 0f,20 par wagonnet de 1.200 kil.

Les rouleurs ont en moyenne 1f,71 par jour ; leur sa-

laire varie un peu, suivant leur poste, qui est plus ou moins pénible.

Le garde-frein d'un monte-charge, qui est aussi rouleur, a 2 francs; les hommes qui chargent les moulins ont aussi 2 francs.

Pour le déchargement des fours et le chargement du coke la journée est de 1f,80; mais il faut qu'un nombre donné d'ouvriers suffisent à un certain nombre de fours.

	fr.
Pour le criblage ou lavage du petit coke. . . .	1,60
Les chauffeurs ont en moyenne.	3,00
Journée de maçon pour réparation des fours. .	2,08
Moyenne de la journée de la forge (forgerons, charrons, vanniers).	2,62

Voici maintenant les prix de Hirschbach :

	fr.
Journée du transport	1,90
Journée de breyage	1,76
Journée de lavage.	1,91
Journée de carbonisation	2,17
Journée de maçon.	2,26
Journée de l'atelier	2,95
Journée de chauffeur	3,57

On voit qu'en résumé la main-d'œuvre est plus chère à Hirschbach.

Les tableaux suivants montrent le nombre d'hommes employés en moyenne dans les deux usines. Pour les dresser, on a choisi dans les situations journalières celles qui semblaient le mieux représenter la marche moyenne.

Situation journalière à Forbach.

(Journée du 26 novembre 1858.)

6 hommes : réparation de matériel.

58 hommes; déchargé 225 tonnes de houille, broyé 144 tonnes avec deux moulins, lavé 127 tonnes avec quatre lavoirs.

18 hommes. (Divers.)

38 hommes : enfourné, défourné, éteint et chargé le coke de dix-huit fours.

25 hommes. (Divers.)

Total des journées à Forbach 143

Situation journalière à Hirschbach.

(15 juillet 1858.)

28 hommes : reçu 435 tonnes de houilles.

99 hommes : broyé 536 tonnes de houilles, lavé 536 tonnes de houille.

42 hommes (aux fours ronds) : enfourné et défourné, 21 fours; chargé le coke, produit 75 tonnes de coke.

52 hommes (aux fours de M. Dubochet) : enfourné et défourné 20 fours, chargé le coke.

29 hommes (aux fours neufs) : enfourné et défourné 12 fours, chargé le coke.

33 journées : travaux divers.

Total des journées à Hirschbach. 283

	DÉPENSE COURANTE de la fabrication du coke.				DÉPENSE RAPPORTÉE à la tonne de coke.			
	Atelier de Hirschbach.		Atelier de Forbach.		Atelier de Hirschbach.		Atelier de Forbach.	
	Moyenne de 3 mois d'hiver.	Moyenne de 3 mois d'été.	Moyenne de 3 mois d'hiver.	Moyenne de 3 mois d'été.	1re moyenne.	2e moyenne.	1re moyenne.	2e moyenne.
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
Achat de houille . .	73.400	78.500	73.500	62.800	14,220	15,220	30,100	25,500
Transports.	3.540	3.610	2.120	1.980	0,685	0,699	0,860	0,805
Broyage.	292	300	940	885	0,056	0,058	0,385	0,360
Lavage.	»	1.790	1.810	1.710	»	0,348	0,740	0,700
Carbonisation, pesage et mise en wagons	6.520	7.200	3.075	3.120	1,265	1,395	1,265	1,270
Frais généraux . . .	16.400	13.400	4.075	6.800	3,175	2,589	1,664	2,770
Personnel.	725	720	666	666	0,145	0.139	0,272	0,268
Totaux	100.877	105.520	86.186	77.961	19,555	20,435	35,286	31,673

Dans le tableau de la page précédente, les frais généraux comprennent l'entretien des fours, des outils et des machines, les transports de schistes et schlam, la

régie, les malades, les indemnités, le chômage des chevaux. Enfin, dans les frais généraux, se trouve aussi comprise la perte sur le change d'argent, en Prusse; cette perte varie suivant le cours; elle est en moyenne de 1 p. 100. La dépense des machines en combustible est répartie sur les différents articles de fabrication auxquels elle se rapporte.

Donnons maintenant quelques métrés relatifs aux diverses constructions ou machines; ces métrés ne sont qu'approximatifs. En leur appliquant les prix relatifs à un pays donné, on aura les principaux éléments des dépenses à faire pour établir une usine à coke. Certains matériaux ont dans tous les pays une valeur à peu près identique, parce qu'on les trouve toujours à peu de distance; telle est la brique rouge, la fonte brute. Mais, pour les matériaux de construction, le prix du mètre cube dépendant aussi de la main-d'œuvre, laquelle varie beaucoup, on ne peut rien dire d'absolu.

Métré d'un four à sole chauffée, à 9 descentes et 2 carneaux :

	m. c.
Briques rouges	9,900
Briques réfractaires droites	11,800
Briques réfractaires coniques	1,900
Briques réfractaires spéciales	3,600
	kil.
Fonte pour armatures	305
Fonte pour porte	2.337
Fer pour tirants	70
	m. q.
Rejointoiement	125

Ce métré a été fait dans l'hypothèse d'une batterie de trente fours, avec des culées de $2^{m},10$. Chaque four a donc, en plus de ses matériaux, un quinzième de ceux de la culée. On a ajouté aussi la part du grand carneau qui revient à un four.

En y appliquant les prix de 40 francs pour le mètre

cube de brique rouge, 110 francs pour la brique droite réfractaire, 40 fr. pour la brique conique, 200 fr. pour la brique spéciale, 0f,75 pour le rejointoiement, 0f,30 pour le kil. de fonte, 0f,10 pour le kil. de fer fileté aux bouts, on trouve pour la dépense totale 3.640 francs.

Métré d'un four rond, à sole non chauffée :

	m. c.
Briques spéciales	1,880
Briques droites	3,530
Briques coniques	3,330
Briques rouges	16,911
Terre pilonnée	3,160
Maçonnerie de moellon	42,123
Pierre de taille	0,740
	m.q.
Smillage	25,00
	kil.
Rejointoiement	93,30
Fonte	872
Fer pour consolider	161

On a supposé une batterie de sept fours et on a ajouté à chaque four sa part de culée et de grand carneau.

En appliquant les prix précédents et prenant 15 fr. pour la maçonnerie de moellon, 3 francs pour le mètre quarré de smillage, 4f,50 pour le mètre cube de terre pilonnée, on trouve pour le prix total 3.230 francs.

Métré d'une cheminée de 30 mètres pour fours à coke :

	m. c.
Briques rouges	164,080
Briques réfractaires droites	15,220
Briques réfractaires coniques	1,770
Briques spéciales	0,410
	m.q.
Rejointoiement	389,89
	kil.
Fer pour échelons	170
Fer pour bouts filetés et écrous	222

Avec les prix précédents et 0f,70 pour le fer pour échelons, on trouve pour le prix total 9.250 francs.

Les évaluations de ces trois constructions ne tiennent pas compte des fouilles. Les fondations dépendent de la nature du terrain; cependant une partie des fouilles est faite seulement pour préparer l'emplacement de la maçonnerie. Cette dernière partie peut être évaluée, pour la cheminée, à 92 mètres cubes; pour les carneaux et descentes de flamme et pour le grand carneau, à 30 mètres cubes par four; pour le grand carneau et la descente d'un four rond, à 10 mètres cubes.

Prix d'un wagonnet :

			fr.
2 supports en fonte,	à 0f,35,	150 kil.	52,50
Segment denté en fonte,	à 0f,35,	19 kil.	6,65
4 roues en fonte,	à 0f,455,	200 kil.	91,00
Tôle de 2mm,5 à 8f,19 le mèt. q.,		6mq,4023.	52,50
Châssis en bois de chêne,	à 120f,	0mc,05291.	6,25
Essieux, ferrures, et main-d'œuvre . . .			291,10
Total			500,00

Terminons par l'énumération de quelques prix d'engins importants :

Couronne de moulin, 148k de fonte à 0f,46	91,50
Moulin entier	2.302,00
Plaque tournante pour wagonnets	326,20
Repoussoir entier	4.814,15
Lavoir avec son piston et la bielle de transmission	1.000,00

NOTE

SUR LES RÉSULTATS AU POINT DE VUE GÉOLOGIQUE DES TRAVAUX DE CAPTAGE DES SOURCES MINÉRALES DE PLOMBIÈRES.

Par M. JUTIER, ingénieur des mines.

Les eaux minérales de Plombières ont formé des halloysites.

Halloysite de Plombières. *Origine des halloysites.*

Si l'on compare les conditions de gisement de l'halloysite de Plombières dont l'origine nous paraît bien établie, et les conditions de gisement des halloysites déjà connues, on est porté à conclure que les unes comme les autres sont les résultats d'un dépôt provenant des eaux qui ont décomposé le granite qu'elles ont traversé.

L'examen des filons par lesquels viennent au jour les sources minérales de Plombières, permet, suivant nous, de penser que les eaux minérales qui ont déposé du spath fluor ont également déposé de l'halloysite et produit sur le granite avoisinant une décomposition qui paraît être le premier degré de la formation de l'halloysite.

On y trouve du silicate de manganèse et du manganèse oxydé.

L'halloysite de Plombières contient, comme la nontronite, du silicate de manganèse : elle contient également du manganèse oxydé.

Comparaison de l'halloysite de Plombières avec les halloysites d'une autre provenance. Conséquences relatives à l'origine de quelques gîtes métallifères.

Si l'on compare les halloysites de Plombières avec celles qui ont été décrites dans d'autres gisements et qui sont presque toutes placées au contact du granite et des terrains sédimentaires, on est frappé de l'analogie qui existe entre tous les minéraux qui les accompagnent.

Nous avons en effet trouvé dans les filons de Plombières, outre le spath fluor et le quartz que nous avons déjà signalés dans des notes antérieures, de la baryte, du fer oligiste, du fer sulfuré, du manganèse, du silicate de manganèse.

Or, dans les autres gisements dont nous nous occupons, l'halloysite et les substances qui l'accompagnent sont associées intimement à des substances métallifères (du manganèse, de la blende, de la galène, etc.), à des jaspes, à des silex de structure oolithique, qui paraissent dus à une même cause.

Les études que nous avons faites à Plombières, les faits que nous venons de citer nous conduisent à penser r que les manganèses du Périgord, les calamines et la galène de Villefranche, etc., peuvent être dus à des sources minérales et que les substances trouvées dans ces gisements constituent des dépôts de sources minérales analogues aux sources de Plombières.

Roches feldspathiques associées à l'halloysite de Plombières. Analogie avec des minéraux trouvés dans d'autres gisements.

Les jaspes trouvés avec les halloysites du Périgord, les masses feldspathiques trouvées à Huelgoat (1), nous paraissent avoir la même origine.

En effet, nous trouvons en relation intime avec les halloysites de Plombières, outre le quartz et le spath fluor, dont la présence a déjà été signalée, des roches feldspathiques, associées par couches avec l'halloysite dans les mêmes filons traversant le granite : ces filons sont postérieurs à la formation de la vallée, et il paraît difficile de ne pas admettre que les matières qui les

---

Le granite est également imprégné de spath fluor dans le voisinage des points d'émergence des sources minérales de Néris (Allier), sources silicatées sodiques qui présentent des analogies avec les sources minérales de Plombières.

(1) Voir les textes cités à la page suivante.

remplissent n'aient pas été véhiculées, déposées par des eaux minérales à des époques plus ou moins éloignées du premier moment de leur émergence.

Ces roches feldspathiques contiennent des cristaux de feldspath disséminés dans la masse, et de petites géodes tapissées de quartz hyalin; elles ressemblent aux eurites porphyroïdes que nous avons eu bien souvent l'occasion d'observer dans la chaîne des Vosges, et les échantillons de provenances si différentes pourraient être confondus par le géologue.

La formation des halloysites de Plombières est due à un dépôt de silice qui se continue en partie à l'époque actuelle.

Les dépôts d'halloysite ont été formés à une époque tout à fait récente et presque contemporaine. En effet, nous trouvons dans les alluvions anciennes immédiatement inférieures aux travaux romains une argile rougeâtre qui n'est qu'une halloysite mal purifiée.

On peut donc considérer les sources minérales de Plombières comme déposant de la silice et agissant sur le granite dans la période actuelle, bien que d'une façon presque insensible.

Résumé sur les conséquences au point de vue géologique des travaux de captage exécutés sur les sources minérales de Plombières.

Nous croyons intéressant, à quelques égards, les faits que nous venons de signaler; il serait superflu en ce moment de faire ressortir les analogies qu'on en peut déduire entre la formation de certains gites métallifères (1) et les dépôts des sources minérales de Plombières.

La présence d'argiles rouges, qui ne sont que des halloysites moins pures, dans les alluvions de la vallée de Plombières, établit un lien non interrompu entre les

(1) Voir le *Bulletin de la société géologique*, t. VIII, 1836, sur le gisement de la nontronite, les jaspes, etc.; les *Annales des mines*, t. III, p. 392, sur le gisement des halloysites et les relations de cette substance avec les gites métallifères qu'elle accompagne.

phénomènes que ces sources ont produits dès leur première émergence et ceux qu'elles produisent encore de nos jours.

La formation de substances minérales très-diverses, du silex, du spath fluor, d'eurides porphyroïdes, d'halloysites parfaitement définies, de baryte sulfatée, se trouverait ainsi reliée dans les filons de Plombières par une série continue, avec une production contemporaine de cristaux microscopiques, due à l'action incessante pendant quinze siècles des sources actuelles sur les matières qui ont été mises à leur portée : c'est grâce à cette intégration par la suite des temps d'une différentielle inappréciable par l'observation directe qu'ont été produites les zéolithes décrites par M. l'ingénieur en chef Daubrée, et le métamorphisme des briques et des mortiers déposés par les Romains (1) ; le sulfure de cuivre que nous avons trouvé en cristaux bien définis dans un robinet en bronze d'origine romaine, le carbonate de plomb que nous venons d'observer récemment sous une forme cristalline à la fois dans les tuyaux en plomb d'origine romaine et dans les tuyaux en plomb d'origine toute récente, se rattachent également aux produits contemporains.

Il serait intéressant, après avoir établi cette série, de mettre en regard et de comparer les caractères des gites de substances minérales qui sont accompagnés par des substances analogues à celles que les sources minérales de Plombières ont créées par une action dont nous pouvons jusqu'à un certain point définir les moyens et la durée.

---

(1) Lettre du 8 juin 1858 adressée à M. le docteur Mougeot de Bruyère, insérée dans le *Bulletin de la société d'émulation des Vosges*.

Les sources minérales de Plombières, de Bains, de la Chaudeau, de Luxeuil, etc., ont la même origine.

Dans deux rapports en date des 20 août 1855 et 1er novembre 1856, adressés à l'administration, nous établissions la relation qui nous paraissait exister entre la formation par voie de fracture des vallées de l'Eaugronne, de la Semouze, du Coney, de la Combeauté, etc., vallées dont la disposition est si remarquable lorsqu'on jette les yeux sur la carte géologique des Vosges, et l'émergence des sources minérales de Plombières (sur l'Eaugronne), de Bains et de Fontaine-Chaude (sur le Coney), de la Chaudeau (sur la Semouze) : nous avons rencontré à Bains de la baryte sulfatée et du fer oligiste dans le granite, de la baryte sulfatée dans le grès bigarré, qui confirment par leur présence cette analogie.

Les sources minérales de Luxeuil nous paraissaient, d'après la structure géologique du sol, devoir rentrer dans cette famille de sources créées par une même convulsion du globe : nous avons observé auprès des sources, au travers du grès bigarré, un filon de jaspe qui vient encore à l'appui de cette opinion.

Direction des filons qui ont donné naissance aux sources minérales de Plombières.

Néanmoins, si nous considérons les sources minérales de Plombières, bien que cette origine première des sources minérales nous paraisse incontestable, il est remarquable que tous les filons observés dans la galerie souterraine ont une direction moyenne assez rapprochée de celle du nord-sud magnétique. Cette direction est à peu près perpendiculaire à celle de la vallée, en sorte que les filons par lesquels émergent les sources paraissent appartenir à des fractures de second ordre.

Le pendage est habituellement vers l'amont de la vallée.

Influence des sources minérales sur la forme cristalline de la baryte, du spath fluor.

La forme cristalline de quelques-unes des substances trouvées à Plombières s'écarte parfois des formes que l'on trouve le plus habituellement.

Certains cristaux de baryte, très-petits, mais d'ailleurs assez fréquents, nous ont paru appartenir à la forme primitive modifiée par deux légères troncatures sur les angles, et qui est indiquée comme très-rare (1). Souvent aussi la forme dérive du prisme rhomboïdal droit (2).

Nous avons également trouvé la chaux fluatée en magnifiques cristaux formant des dodécaèdres parfaits, forme indiquée comme très-rare dans les ouvrages de minéralogie (3).

Modifications exercées sur le granite : 1° Par les dépôts de quartz ; 2° Par les dépôts de spath fluor.

Les filons de quartz ont exercé une action de solidification et de pénétration sur les granites avoisinants.

Les dépôts de fluor ont exercé une action de décomposition qui paraît être l'origine de la formation des halloysites.

La transformation du granite en aval de Plombières ne paraît pas dériver de la même cause.

Il ne paraît pas cependant qu'on doive attribuer à cette origine la transformation du granite en arènes, que l'on peut observer en aval de Plombières, sur d'assez vastes étendues : l'action signalée dans le paragraphe précédent s'exerce dans une sphère très-limitée.

Ordre dans lequel se sont succédé les dépôts formés par les sources minérales de Plombières.

En étudiant les nombreux filons mis à découvert par les travaux de captage, on peut essayer d'établir l'ordre dans lequel se sont faits les dépots de substances minérales que nous avons signalés.

Le quartz paraît avoir constitué le premier dépôt ; le spath fluor est venu ensuite couvrir le quartz, tout en alternant parfois avec lui ; toutefois, il est manifeste que l'activité du dépôt quartzeux était considérablement diminuée lorsque le spath fluor s'est déposé.

---

(1) Dufrénoy. *Traité de minéralogie*, t. II, p. 182, et atlas, *fig.* 76.

(2) Dufrénoy. Atlas, *fig.* 89, sauf les modifications placées entre les faces MM'.

(3) Dufrénoy. T. II, p. 268.

L'halloysite est apparue lorsque cette formation de quartz et de spath-fluor était éteinte : elle représente à un degré supérieur d'énergie un transport de matières silicatées, qui se continue sans doute encore de nos jours sur des proportions excessivement réduites.

Diversité d'aspect des filons ou fentes par lesquelles émergent les sources minérales.

Il est remarquable que les filons ou les fentes correspondant aux sources minérales présentent des aspects très-divers : certaines sources proviennent de filons où domine le quartz ou le spath fluor ; pour d'autres l'halloysite est caractéristique ; enfin le granite n'est nullement altéré au bord de quelques fentes très-nettes par lesquelles s'écoulent des sources très-chaudes et très-abondantes.

Explication proposée pour ces anomalies.

On peut expliquer ces anomalies apparentes en admettant que les incrustations de quartz et de spath fluor, abondantes dans la première période, ont bouché les premières fentes par lesquelles surgissaient les sources : elles ont alors cherché une issue par d'autres fentes, qu'elles ont remplies d'halloysite et de débris arrachés à la formation précédente ; enfin, ces fentes s'étant elles-mêmes obstruées, elles ont trouvé d'autres fractures par lesquelles elles se sont écoulées sans pouvoir altérer même les parois granitiques avec lesquelles elles étaient en contact.

Cette explication est d'autant plus plausible que les sources les plus chaudes, les plus abondantes, appartiennent à cette dernière catégorie (sources Bassompierre, des Capucins, etc.), tandis que les filons remplis de spath fluor, de quartz, d'halloysite, donnent naissance à des sources seulement tièdes et très-peu abondantes (sources Simon, de Luxeuil, etc.).

L'étude du détail de chaque filon, des couches qui le composent, peut fournir des arguments à l'appui de cette explication.

On expliquerait également aussi ce fait singulier, que l'émergence des sources minérales étant due à l'ouverture d'une vallée dirigée à peu près de l'est à l'ouest, cependant les filons remplis par les dépôts des sources et les fentes par lesquelles elles s'écoulent actuellement sont dirigées du nord au sud, et représentent des fractures de second ordre perpendiculaires à la fracture principale.

NOTE

SUR UNE QUESTION DE MOUVEMENT RELATIF ET SUR L'APPAREIL PENDULAIRE DE M. SIRE.

Par M. RÉSAL, ingénieur des mines.

Vers l'époque où M. Foucault parvenait, à l'aide de son gyroscope, à montrer aux yeux du monde émerveillé des phénomènes palpables, prouvant de la manière la plus évidente la rotation de la terre, un jeune et modeste physicien, alors préparateur à la faculté des sciences de Besançon et actuellement professeur de physique à La Chaux-de-Fond (Suisse), s'occupait avec non moins de succès du même sujet, à cela près toutefois que les mouvements relatifs étudiés par lui résultaient non de la rotation de la terre, mais d'un mouvement gyratoire artificiel.

Parmi les appareils décrits par M. Sire dans les archives des sciences physiques et naturelles de Genève, il y en a un qui met en évidence un phénomène paradoxal au premier abord, et tout à fait distinct de ceux qui se manifestent dans le gyroscope et ses dérivés; c'est cet appareil déposé au cabinet de physique de la faculté des sciences de Besançon, dont je me propose dans cette note d'étudier les effets dynamiques.

La branche de la mécanique où l'on s'occupe des mouvements relatifs, a été fort peu étudiée jusque dans ces derniers temps, et il n'est pas sans intérêt d'augmenter le nombre si restreint des applications que l'on a su en faire.

Description de l'appareil pendulaire de M. Sire.

Cet appareil (Pl. VI, *fig.* 7) se compose d'un pendule formé d'un tore dont les pivots sont maintenus dans une chappe relativement très-légère, se terminant à la partie supérieure par un couteau de suspension de direction perpendiculaire à celle de l'axe du tore. Le support du couteau est fixé excentriquement à une pièce horizontale que nous désignerons dorénavant par (S), et à laquelle on peut imprimer un mouvement de rotation plus ou moins rapide, au moyen d'une manivelle et d'un engrenage d'angle; à l'aide d'une vis de pression et d'une rainure pratiquée dans (S), on peut rapprocher ou éloigner l'appareil pendulaire de l'axe de rotation et orienter, d'une manière quelconque, le plan d'oscillation, par rapport au *plan méridien;* ce plan est défini par l'axe de rotation, et le milieu du couteau de suspension dont la verticale lors du repos absolu des différentes pièces de l'appareil passe par le centre de gravité du pendule et par le milieu de l'axe alors horizontal du tore.

Jeu de l'appareil.

Si, le plan d'oscillation coïncidant avec le plan méridien, on imprime à (S) un mouvement de rotation, le pendule, en vertu de la force centrifuge, s'éloigne de l'axe. Mais, si le tore est lui-même animé d'un mouvement gyratoire, selon que la rotation de (S) a lieu dans un sens ou dans l'autre, le pendule s'éloigne ou se rapproche, malgré la force centrifuge, de l'axe de (S), et peut même arriver à prendre une position sensiblement horizontale; toutefois le pendule ne parvient à se rapprocher de l'axe de (S), que lorsque la vitesse angulaire de cette pièce ne dépasse pas une certaine limite, relativement à la rotation propre du tore.

Le même phénomène se produit quelle que soit l'orientation du plan d'oscillation, lors même qu'il est perpendiculaire au plan méridien, c'est-à-dire que le pendule passe d'un côté à l'autre de son support, pour prendre

une position sensiblement horizontale, lorsque l'on vient à changer le sens du mouvement de la manivelle.

Le jeu de l'appareil de M. Sire reçoit une explication immédiate en se reportant aux propriétés des forces centrifuges composées, exposées dans un autre mémoire sur les mouvements relatifs (*Annales des mines*, tome III, 5ᵉ série).

Soient en effet ω, ω' les vitesses angulaires respectives de (S) et du tore; A, M le moment d'inertie du tore par rapport à son axe de rotation et sa masse; l la distance de son centre de gravité au couteau; ρ la distance de l'axe de (S) à l'axe de suspension du pendule. Nous négligerons dans ce qui suit la masse de la chappe en raison de sa petitesse par rapport à celle du tore.

Considérons le cas où le plan d'oscillation coïncide avec le plan méridien; au moment où l'on imprime à (S) son mouvement gyratoire, les forces centrifuges composées développées sur les différents éléments matériels du tore, résultant de la rotation relative de ce dernier par rapport à (S), se réduisent à un couple compris dans le plan d'oscillation dont le moment a pour expression $A\omega\omega'$. Ce couple tendra à éloigner ou à rapprocher le pendule de l'axe de (S), selon que les rotations ω, ω' seront de sens contraire ou de même sens pour l'observateur placé successivement suivant la verticale du centre de gravité et la portion de l'axe du tore comprise entre cette verticale et l'axe de (S), en ayant les pieds en leur point de rencontre.

Dans le premier cas, la force centrifuge composée ajoutera son effet à celui de la force centrifuge, et le pendule s'éloignera de l'axe de (S) avec plus d'énergie que si le tore ne tournait pas.

Dans le second cas, si $A\omega\omega'$ surpasse le moment de la force centrifuge par rapport à l'axe de suspension du

pendule, celui-ci se rapprochera de l'axe de (S). Or c'est ce qui arrivera si l'on a

$$A\omega\omega' > Ml\rho\omega^2,$$

d'où

$$\frac{\omega'}{\omega} > \frac{Mla}{A} = \frac{a}{\lambda - l},$$

λ étant la longueur du pendule synchrone. On voit ainsi que le phénomène se produira d'autant plus facilement que la distance du pendule à l'axe de (S) sera plus petite par rapport à la distance des centres de gravité et d'oscillation.

L'influence de la force centrifuge allant en diminuant à mesure que l'angle formé par le méridien et le plan d'oscillation augmente, la même chose aura lieu à fortiori, quel que soit cet angle, si l'inégalité précédente est satisfaite ; mais cette explication ne suffit pas pour faire voir pourquoi le pendule arrive en fort peu de temps à une position d'équilibre relatif sensiblement horizontale. Il nous faut donc pour cela étudier le mouvement de l'appareil en tenant compte des diverses circonstances dont il dépend.

Formules qui expriment les lois du mouvement pendulaire (fig. 8).

Le mouvement relatif du pendule est dû à l'action combinée de la pesanteur, de la force centrifuge composée et de la force centrifuge. Nous continuerons à négliger l'inertie de la chape. Soient :

M, la masse du tore;

A, son moment d'inertie par rapport à son axe de rotation;

B, son moment d'inertie autour de l'un de ses diamètres;

l, la distance de son centre de gravité à l'axe de suspension;

α, l'angle variable formé par la direction de cette distance avec la verticale;

g, l'accélération de la pesanteur;

ρ, la distance du milieu de l'axe de suspension à l'axe de rotation de (S);

φ, l'angle aigu formé par ρ avec le plan méridien;

ω, la vitesse angulaire constante de (S).

ω', la vitesse angulaire relative du tore autour de son axe, variable comme nous le verrons plus loin;

n, la valeur initiale de ω' ou la rotation imprimée au tore.

Nous supposerons que le sens relatif des vitesses angulaires ω, ω' est tel que le pendule se déplace en se rapprochant de l'axe de (S).

Le moment par rapport à l'axe de suspension, dû à l'inertie, se réduit à $\frac{d^2\alpha}{dt^2}(B + Ml^2)$, car de la variation de ω' résulte un couple dont le plan passe par cet axe.

Le moment pareil de la pesanteur a pour expression $Mgl \sin \alpha$.

Les axes de ω, ω' faisant entre eux un angle égal au complément de α, la force centrifuge composée résultant de ω' donne le moment $A\omega\omega' \cos \alpha$ (1); quant aux composantes de la vitesse relative des différents points du tore, dues à la rotation $\frac{d\alpha}{dt}$ autour de l'axe de suspension, elles ne donnent que des forces centrifuges composées, parallèles à cet axe, dont les moments sont par suite nuls.

Cherchons maintenant à évaluer les termes auxquels donne lieu la force centrifuge. Concevons le plan horizontal passant par l'axe de suspension et prenons pour origine des coordonnées le pied o (*fig.* 8) de la perpendiculaire Go abaissée du centre de gravité G du tore sur cet axe.

---

(1) Voyez le mémoire cité plus haut (*Annales des mines*, tome III, 5e série).

Soient A, ox les traces sur ce plan, de l'axe de rotation de (S) et du plan d'oscillation ; oy la perpendiculaire à ox dans le même plan horizontal ; oz la portion de la verticale du point o au-dessous de ce plan.

La composante de la force centrifuge due au mouvement d'entraînement (S), d'un point quelconque m du tore, suivant ox est $\omega^2 m\,(\rho\cos\varphi - x)$.

Le moment total de la force centrifuge par rapport à l'axe de suspension oy a par suite pour valeur

$$-\omega^2\Sigma m\,(\cos\varphi - x)z = \omega^2\Sigma mxz - \omega^2\rho\cos\varphi M l\cos\alpha.$$

Soient x', z' les coordonnées du point m rapporté à une parallèle ox' à l'axe du tore et à OG, on a

$$x = x'\cos\alpha + z'\sin\alpha,$$
$$z = -x'\sin\alpha + z'\cos\alpha.$$

D'où

$$\Sigma mxz = \tfrac{1}{2}\sin 2\alpha\,\Sigma m\,(z'^2 - x'^2),$$

attendu que oG, axe principal d'inertie du tore par rapport à son centre de gravité, jouit de la même propriété relativement à un point quelconque o de sa direction. Or

$$\Sigma m\,(y'^2 + z'^2) = A + Ml^2,$$
$$\Sigma m\,(x'^2 + y'^2) = B.$$

d'où

$$\Sigma m\,(z'^2 - x'^2) = A + Ml^2 - B;$$

l'expression du moment dû à la force centrifuge est donc

$$\frac{\omega^2}{2}\sin 2\alpha\,(A + Ml^2 - B) - \omega^2 M\rho l\cos\varphi\cos\alpha.$$

et l'on a pour l'équation du mouvement du pendule,

$$(B + Ml^2)\frac{d^2\alpha}{dt^2} = A\omega\omega'\cos\alpha - Mgl\sin\alpha + \tfrac{1}{2}\omega^2\sin 2\alpha(A - B + Ml^2)$$
$$- \omega^2 M\rho l\cos\varphi\cos\alpha.$$

Il nous reste à substituer dans cette équation la va-

leur de ω'. Or, la rotation instantanée, dans l'espace absolu, du tore autour de son centre de gravité se compose des rotations $\omega, \omega', \frac{d\alpha}{dt}$; la composante suivant l'axe du tore est $\omega' + \omega \sin\alpha$; mais elle est constante puisque le tore supposé libre n'est soumis qu'à l'action de son poids, des réactions des crapaudines de la chape qui rencontrent son axe, en négligeant toutefois les frottements; on a donc

$$\omega' + \omega \sin\alpha = n,$$

d'où

$$\omega' = n - \omega \sin\alpha.$$

et l'on a enfin pour l'équation du mouvement pendulaire

$$(1)\quad (B + Ml^2)\frac{d^2\alpha}{dt^2} = (A\omega n - \omega^2 M\rho l \cos\varphi)\cos\alpha - Mlg\sin\alpha + \tfrac{1}{2}\omega^2 \sin 2\alpha (Ml^2 - B).$$

En multipliant cette équation par $d\alpha$, puis intégrant en remarquant que $\frac{d\alpha}{dt} = o$ pour $\alpha = o$, il vient

$$(2)\quad \tfrac{1}{2}(B + Ml^2)\left(\frac{d\alpha}{dt}\right)^2 = (A\omega n - \omega^2 M\rho l \cos\varphi)\sin\alpha - 2Mlg\sin^2\frac{\alpha}{2} + \frac{\omega^2}{2}\sin^2\alpha (Ml^2 - B)$$

formule qui n'est autre chose que le résultat de l'application du principe des forces vives.

On peut, du reste, arriver immédiatement à cette formule en exprimant que le demi accroissement de la force vive est égal à la somme de travail de la pesanteur et de la force centrifuge. En effet, la force vive du système étant égale à la force vive due au mouvement du centre de gravité augmentée de celle qui résulte du mouvement de rotation autour de ce centre, il vient pour son demi-accroissement

$$\tfrac{1}{2}(B + Ml^2)\frac{d\alpha^2}{dt^2} + \tfrac{1}{2}A(\omega'^2 - n^2).$$

Le travail dû à la pesanteur est $-Mgl(1-\cos\alpha)$; le travail de la force centrifuge est égal à la moitié du produit du carré de la vitesse angulaire ω, par l'accroissement du moment d'inertie par rapport à l'axe de rotation de (S); or, le moment d'inertie correspondant à la verticale du centre de gravité est $A\sin^2\alpha+B\cos^2\alpha$, et par rapport à l'axe ci-dessus

$$A\sin^2\alpha+B\cos^2\alpha+M\,(l^2\sin^2\alpha+\rho^2-2\rho l\sin\alpha\cos\varphi);$$

d'où il suit que l'on a

$$\tfrac{1}{2}(B+Ml^2)\frac{d\alpha^2}{dt^2}+\tfrac{1}{2}A(\omega'^2-n^2)=-Mgl(1-\cos\alpha)+$$

$$\frac{\omega^2}{2}[(A+Ml^2-B)\sin^2\alpha-2M\rho l\sin\alpha\cos\varphi],$$

et en remplaçant ω' par sa valeur, on retombe sur la formule (2). Mais cette méthode, quoique plus expéditive, ne met pas en évidence la cause première du phénomène, et la précédente nous paraît préférable.

Pour une valeur infiniment petite de α, le second membre de l'équation (2) se réduit à $\omega\alpha(An-\omega M\rho l\cos\varphi)$, et pour que le mouvement ait lieu dans le sens supposé, il faut que cette expression soit positive, ou que

$$\frac{n}{\omega}>\frac{M\rho l}{A}\cos\varphi.$$

ce qui s'accorde avec ce que nous avons trouvé plus haut dans le cas de $\varphi=0$.

De l'équation (2) on déduit

$$dt=\pm\tfrac{1}{2}d\alpha\sqrt{\frac{B+Ml^2}{\sin\frac{\alpha}{2}\left[\cos\frac{\alpha}{2}(An\omega-\omega^2M\rho l\cos\varphi)-\sin\frac{\alpha}{2}\left(Mgl-\omega^2\cos^2\frac{\alpha}{2}(Ml^2-B\right.\right.}}$$

en prenant le signe + ou le signe — selon que $d\alpha$ sera positif ou négatif.

Discutons cette formule : pour de très-petites valeurs de α, le dénominateur de la fraction sous le radical est positif, et le pendule doit s'écarter de la verticale dans le sens supposé, jusqu'au moment où ce dénominateur s'annulera ; la valeur correspondante α' sera la plus petite racine de l'équation

$$(4)\qquad (\mathrm{A}n\omega - \omega^2 \mathrm{M}\rho l \cos\varphi) - \tang\frac{\alpha}{2}\left[\mathrm{M}gl - \omega^2\cos^2\frac{\alpha}{2}(\mathrm{M}l^2 - \mathrm{B})\right] = 0.$$

A partir de cette valeur, α ne pourra plus croître, puisque alors le radical serait imaginaire ; le pendule devrait donc rétrograder jusqu'à la verticale, α devenant négatif, pour exécuter ensuite une oscillation identique à la première et ainsi de suite.

En posant $z = \tang\frac{\alpha}{2}$, la même équation se transforme en une équation du troisième degré

$$\mathrm{M}gz^3 - (\mathrm{A}n\omega - \omega^2\mathrm{M}\rho l\cos\varphi)z^2 + [\mathrm{M}gl - \omega^2(\mathrm{M}l^2 - \mathrm{B})]z - (\mathrm{A}n\omega - \omega^2\mathrm{M}\rho l\cos\varphi) = 0$$

équation qui a au moins une racine positive ; la plus petite des racines positives de cette équation correspond à l'angle α' qui est par suite inférieur à 180°.

Il existe dans l'intérieur de l'angle α' une position pour laquelle le pendule serait en équilibre stable sous l'action des forces qui le sollicitent, et correspondant au maximum du second membre de l'équation (2). Il est facile de voir que cette position d'équilibre est la seule comprise dans le même angle α' ; car en égalant à zéro le second membre de l'équation (1), il vient

$$(5)\qquad \mathrm{A}n\omega - \omega^2\mathrm{M}\rho l\cos\varphi - \tang\alpha[\mathrm{M}gl - \omega^2\cos^2\alpha(\mathrm{M}l^2 - \mathrm{B})] = 0.$$

et en posant $z = \tang \frac{\alpha}{2}$,

$$\begin{aligned}(An\omega - \omega^2 M\rho l \cos\varphi)z^4 + 2[Mgl - \omega^2(Ml^2 - B)]z^3 - 2[Mgl - \\ \omega^2(Ml^2 - B)]z - (An\omega - \omega^2 M\rho l \cos\varphi) = 0;\end{aligned}$$

équation qui n'a qu'une seule racine positive α'', puisque dans tous les cas elle ne présente qu'une variation.

Pour $\alpha = 0$, et $\alpha = 90°$, le premier membre de l'équation (5) prend des valeurs de signes contraires; d'où il suit que α'' est inférieur à 90°.

Il est clair qu'il existe une valeur de ω pour laquelle l'écart α'' est le plus grand possible. Pour la déterminer, il suffit de différentier l'équation (5) par rapport à ω, ce qui donne

$$(7) \qquad An - 2\omega M\rho l \cos\varphi + \omega(Ml^2 - B)\sin 2\alpha = 0;$$

d'où

$$\omega = \frac{\frac{1}{2} An}{M\rho l \cos\varphi - (Ml^2 - B)\sin\alpha\cos\alpha}.$$

Retranchant du double de l'équation (5), l'équation (7) multipliée par ω, on trouve

$$An\omega - 2Ml\rho \tang\alpha = 0;$$

et en remplaçant par la valeur ci-dessus

$$\frac{A^2n^2}{Ml\rho\cos\varphi - \sin\alpha\cos\alpha(Ml^2 - B)} - 4M\rho l \tang\alpha = 0.$$

Pour $\alpha = 0$ et $\alpha = 90°$, on obtient deux résultats de signes contraires, et cette équation a bien, conformément à nos prévisions, une racine comprise entre 0 et 90°. Mais on voit que α'' différera d'autant moins de cette dernière limite que n sera plus grand.

Si les oscillations indiquées par la théorie ne se manifestent dans le jeu de l'appareil de M. Sire, si le pendule arrive presque immédiatement à la position d'é-

quilibre qui convient à la rotation normale de (S), cela tient à ce que le mouvement imprimé à la manivelle par l'expérimentateur n'est pas de suite sensiblement uniforme; il croît à partir de zéro jusqu'à une certaine limite de part et d'autre de laquelle il oscille en raison même des inégalités d'action dues à la nature des êtres organisés. Supposons, en effet, qu'en vertu d'une valeur constante de ω, le pendule s'écarte de la verticale jusqu'en oG' où sa vitesse est nulle; si à cet instant ω subissait un accroissement tel que oG' devînt une position d'équilibre, le pendule resterait en repos; mais si cet accroissement est un peu plus fort, le pendule s'écartera encore de la verticale et de oG', d'un petit angle, viendra en oG'', et tiendrait à exécuter autour de oG' une série de petites oscillations; mais si le pendule arrivé en oG'', ω reçoit un accroissement un peu supérieur à celui qui en ferait la position d'équilibre correspondante, l'oscillation descendante sera supprimée, et l'écartement augmentera encore et ainsi de suite, jusqu'au moment où ω aura atteint sa valeur normale. Le pendule exécutera alors de part et d'autre de la position d'équilibre correspondante une série de petites oscillations qui seront bientôt anéanties par les frottements et la résistance de l'air. On comprend dès lors comment ω croissant à partir de zéro de quantités très-petites, les oscillations sont anéanties successivement à l'exception des petites oscillations de part et d'autre de la position d'équilibre qui convient à la vitesse normale. Il est clair que si ω dépasse la valeur pour laquelle α'' est maximum, le pendule se rapprochera de la verticale.

Il est, du reste, facile de voir la modification que l'on devrait faire subir à la formule (1), dans le cas où l'on voudrait tenir compte de la variation du mouvement de rotation d'entraînement, puisqu'il suffit d'introduire

dans le second membre, le moment de la force d'inertie du pendule dû à l'accélération angulaire $\frac{d\omega}{dt}$. On remarquera à cet effet que cette accélération équivaut à une même accélération angulaire autour de la verticale de G, et à une accélération translatoire représentée par celle de ce point.

Or la composante de $\frac{d\omega}{dt}$, suivant l'axe du tore, donne des forces d'inertie qui se réduisent à un couple passant par l'axe de suspension. La composante suivant l donne un couple perpendiculaire à cette même direction et dont l'influence est nulle. Il ne reste donc que la force d'inertie due au centre de gravité où l'on supposerait la masse entière concentrée, et sa composante prise dans le plan méridien la seule que l'on ait à considérer, est $Ml \sin\alpha \sin\varphi \frac{d\omega}{dt}$, dont le moment a pour valeur $-Ml^2 \sin\alpha \cos\alpha \sin\varphi \frac{d\omega}{dt}$. Tel est le terme que l'on devrait introduire dans le second membre de l'équation (2). Mais comme on ne connaît pas la loi de variation de ω, résultant de la nature même des moteurs animés, nos recherches sur ce point ne peuvent pas être poussées plus loin.

Pour trouver la loi des petites oscillations du pendule de part et d'autre de la position d'équilibre stable correspondant à la valeur normale de ω, posons $\alpha = \alpha'' + \delta$, δ étant l'angle variable formé par le pendule avec cette position et dont nous négligerons le carré. En substituant cette valeur dans l'équation (1), il vient

$$\frac{d^2\delta}{dt^2} = -\left[\frac{(A\omega n - \omega^2 M\rho l \cos\varphi)\sin\alpha'' + Mgl\cos\alpha'' - \omega^2 \cos 2\alpha''(Ml^2 - B)}{B + Ml^2}\right]\delta.$$

On tire de là, en appelant δ l'écart maximum, pour lequel la vitesse est nulle, et en comptant le temps à partir de l'instant correspondant,

$$\delta = \delta_0 \cos t \sqrt{\frac{(A\omega n - \omega^2 M\rho l \cos\varphi)\sin\alpha'' + Mgl\cos\alpha'' - \omega^2\cos 2\alpha''(Ml^2 - B)}{\frac{1}{2}(B + Ml^2)}},$$

d'où l'on déduit sans peine la durée d'une oscillation.

Si, en nous plaçant dans la même hypothèse sur le sens relatif de ω et de n, nous supposons que

$$A\omega n - \omega^2 M\rho l \cos\varphi < 0,$$

le pendule s'éloignera de l'axe de rotation, et l'on reconnaîtra sans peine que la formule (1) sera remplacée par la suivante

$$(B + Ml^2)\frac{d^2\alpha}{dt^2} = (\omega^2 M\rho l \cos\varphi - A n\omega)\cos\alpha - Mgl\sin\alpha + \frac{1}{2}\omega^2 \sin 2\alpha (Ml^2 - B),$$

qui donnera lieu à une discussion analogue.

Si l'on change le sens de la vitesse angulaire ω, le pendule s'éloignera de l'axe de (S), suivant une loi exprimée par la formule précédente dans laquelle on changera n en $-n$.

MACHINE A VAPEUR HORIZONTALE

A DEUX CYLINDRES POUR L'EXTRACTION DE LA HOUILLE.

Par M. L. A. QUILLACQ,
Ingénieur-constructeur à Anzin (Nord).

Bâtis.

Cette machine (Pl. XII et XIII) est horizontale et directe, c'est-à-dire que l'arbre des bobines sur lesquelles les cordes s'enroulent est le même sur lequel sont calées les manivelles.

Les bâtis sont creux, en fonte, en forme d'U renversé; leur longueur, $9^m,500$, exige qu'ils soient en deux parties solidement assemblées; ils reposent sur des massifs en pierre bleue, auxquels ils sont fixés par de forts boulons de fondation de 4 à 5 mètres de longueur. Ils présentent, quoique légers relativement, une très-grande résistance, et reçoivent, au moyen de pattes venues de fonte, toutes les pièces fixes de la machine. Ils sont rectangulaires et forment palier à l'une des extrémités, pour recevoir l'arbre des bobines.

Cylindres.

Les deux cylindres ont chacun $0^m,600$ de diamètre, et les pistons donnent une course de $1^m,800$; ils sont timbrés à 5 atmosphères, et sont recouverts d'une enveloppe en chêne cerclée de cuivre afin d'éviter la condensation de la vapeur.

Les orifices d'admission sur la table des cylindres ont $0^m,320$ sur $0^m,050$, soit un dix-huitième de la section du cylindre.

L'orifice d'échappement porte sur la table $0^m,320$ sur $0^m,100$, soit un neuvième de la section du cylindre.

Les tuyaux d'admission et de sortie de vapeur sont à la section des cylindres à vapeur dans le même rap-

port que les orifices de la table, soit un dix-huitième et un neuvième.

Pistons. Les pistons sont métalliques, à coins et à ressorts ; ils ont deux segments de chacun $0^m,120$ de largeur. La tige de chaque piston est en fer corroyé d'un diamètre de $0^m,090$, soit un quarante-quatrième de la section du cylindre. Elle est assemblée à clavettes avec le piston et avec la *cross bar* ou traverse en fer battu, portant un coulisseau en fonte à chacune de ses extrémités.

Tiroir à détente. J'ai adopté pour la distribution le système de M. Hanrez. C'est un tiroir à quatre ouvertures, portant une contre-plaque mobile, et présentant l'avantage d'ouvrir et de fermer rapidement le passage de la vapeur.

Coulisseaux. Les guides des coulisseaux sont solidement fixés aux bâtis ; ils sont évidés dans leur milieu afin de permettre à l'huile d'y séjourner et pour faciliter ainsi la lubrification des coulisseaux.

Bielles. Les bielles ont quatre fois et demie le rayon des manivelles ; elles sont plates, à tête simple du côté de la manivelle, et fourchue du côté de la *cross bar;* elles portent au milieu $0^m,115$ de hauteur sur $0^m,007$ d'épaisseur, soit une section de $0^m,810^2$, ou un cinquième en plus que la section de la tige de piston. Des godets graisseurs venus de forge graissent les coussinets.

Manivelles. Les manivelles sont en fer battu d'une longueur de $0^m,90$ de centre à centre ; le diamètre de l'œil est de $0^m,200$; les autres dimensions sont toutes, fonction de ce diamètre $0^m,200$, c'est-à-dire :

$D = 0,20$	$d = 0,12$
$E = 0,550 . D = 0,110$	$e = 0,600 . d = 0,07$
$L = 1,150 . D = 0,230$	$l = 1,300 . d = 0,156$
$A = 1,500 . D = 0,300$	$a = 1,500 . d = 0,180$
$H = 0,805 . D = 0,161$	$h = 0,675 . d = 0,081$

On voit que le bouton de la manivelle a $0^m,12$ de diamètre, c'est-à-dire les 9/5 de la tige du piston.

Les manivelles, construites en fer d'après ces dessins, offrent des pièces résistantes et de forme élégante, elles sont calées sur l'arbre avec une seule cale, et sont emmanchées à chaud. Le bouton est également emmanché à chaud et maintenu par une clavette.

Arbre moteur.

L'arbre moteur a un diamètre de $0^m,290$ dans toute sa longueur. Il a une longueur de $3^m,400$ d'axe en axe des paliers; les manivelles sont calées d'équerre sur cet arbre.

Bobines.

Les deux bobines calées sur l'arbre moteur se composent chacune de deux plateaux en fonte de $1^m,800$ de diamètre. Ces plateaux sont disposés pour recevoir des bras en chêne, et à ces bras sont boulonnées des jantes en fonte qui complètent l'armature de chaque bobine.

Ces bobines ont un diamètre de $6^m,500$.

Jeu de la machine.

Quatre mouvements distincts composent la conduite de ces machines. Le mécanicien a donc sous la main et facilement à sa portée les quatre leviers suivants :

1° De mouvement de mise en train;

2° De changement de marche;

3° De freins à vapeur;

4° Des purgeurs.

Modérateur.

L'orifice d'introduction du modérateur est triangulaire; il correspond au tuyau général d'arrivée de vapeur d'un diamètre de $0^m,220$, c'est-à-dire double de section de ceux communiquant du modérateur à chaque cylindre; ces derniers ont donc $0^m,16$ de diamètre.

Changement de marche.

Ce mouvement se fait par la coulisse Stephenson; cette coulisse porte deux tourillons; elle se meut par deux coulisseaux en fonte, sur deux guides. La coulisse a sa courbure tournée vers le tiroir. Le changement de

marche s'opère par le mouvement des deux bielles de tiroir. Ces deux bielles sont fixées au coulisseau des coulisses; elles permettent de maintenir le coulisseau en haut ou en bas de la coulisse.

Cette disposition a, sur celles employées jusqu'à ce jour, l'avantage de ne présenter au mécanicien qu'un poids très-faible à soulever; la coulisse est donc fixe et les barres d'excentriques n'ont pas besoin d'être soulevées, le coulisseau seul est mobile.

Frein à vapeur.

Il est indispensable, pour les machines d'extraction, ou de pouvoir suspendre les cages ou le tonneau à une hauteur quelconque du puits, ou de pouvoir arrêter promptement la marche de la machine; à cet effet, il est utile d'avoir un frein à vapeur dont le cylindre a $0^{m},350$ de diamètre. La vapeur agit à simple effet, et le piston, par un mouvement de renvoi, communique aux deux leviers en bois. Ceux-ci portent les mâchoires en bois qui viennent serrer fortement le volant-poulie à gorge ayant $3^{m},300$ de diamètre; le frottement des deux mâchoires sur cette poulie suffit pour arrêter brusquement la machine.

Purgeurs.

Chacun des cylindres porte à l'avant et à l'arrière un robinet purgeur. Ces purgeurs, en communication avec un même tuyau d'échappement de vapeur, sont mis en mouvement par des leviers calés sur un arbre horizontal communiquant d'un cylindre à l'autre et dont le levier à portée du mécanicien permet à celui-ci de purger pendant la marche.

Cette machine comprend enfin certains autres accessoires qu'il ne nous est pas possible de représenter ici, faute d'espace, sur nos planches; ces accessoires sont:

Sonnerie.

1° Une sonnerie, c'est-à-dire un petit appareil indiquant au mécanicien le moment de modérer ou d'arrêter la marche de la machine;

2° Un arrêt de cages qui empêche les cages ou les tonneaux d'être enlevés aux molettes par suite d'erreur ou de négligence du mécanicien. Cet appareil est établi de telle sorte que la machine s'arrête d'elle-même dès que les cages dépassent une hauteur voulue, et cela sans l'intervention du mécanicien.

Arrêt de cages.

Les deux molettes ont un diamètre de 3 mètres; elles ont des bras en fer, une jante et un moyeu en fonte.

Molettes.

La jante a 0^m^,300 de largeur intérieure; elle est à gorge et porte des joues de 0^m^,10 de haut.

Les bras, au nombre de vingt-deux par molettes, sont ou en fer plein de 0^m^,35 de diamètre, ou en fer creux de 0^m^,50 de diamètre extérieur.

Les chaudières de la machine d'extraction sont alimentées au moyen d'une machine spéciale d'alimentation de la force de six chevaux. Cette petite machine est horizontale; elle fait manœuvrer une pompe à eau froide alimentant une bâche qui reçoit l'échappement de vapeur de la machine d'extraction, et une pompe à eau chaude aspirant l'eau de la bâche et la refoulant dans les chaudières.

Machine d'alimentation.

La pompe de puits est à simple effet, d'un diamètre de 0^m^,150 et d'une course de 0^m^,300, et celle à eau chaude est à double effet, d'un diamètre de 0^m^,090 et d'une course de 0^m^,350.

La bâche est rectangulaire, d'une contenance de 50 hectolitres; elle est armée de tirants, munie d'un tuyau de trop-plein et porte le tuyau d'échappement de vapeur d'un diamètre intérieur de 0^m^,300.

Bâche.

Les tôles de cette bâche ont 0^m^,004 d'épaisseur.

Cette machine, avec les accessoires ci-dessus spécifiés, pèse environ 42.000 kilog. Elle coûte moins de 40.000 francs.

Prix et poids de la machine.

Dix-sept machines semblables à celle qui vient d'être décrite ont été livrées aux exploitations des départements du Nord et du Pas-de-Calais, savoir :

5	Aux mines	d'Anzin.
2	*Id.*	d'Aniches.
1	*Id.*	de l'Escarpelle.
1	*Id.*	de Carvin.
1	*Id.*	de Meurchin.
1	*Id.*	de Dourges.
2	*Id.*	de Bully Grenay.
1	*Id.*	de Ferfay.
1	*Id.*	de Nœux.
1	*Id.*	de Vendin.
1	*Id.*	de Bruay.
17		

NOTE

SUR L'EMPLOI DE LA HOUILLE MAIGRE DU PAYS DE GALLES DANS LES MACHINES LOCOMOTIVES.

Par M. COUCHE,
Ingénieur en chef, professeur à l'École des mines.

L'Administration des travaux publics suit avec un vif intérêt l'application des procédés qui tendent à la suppression de la fumée dans les foyers industriels alimentés à la houille. Il n'y a guère d'industries qui ne soient plus ou moins intéressées à la solution du problème, et celle des chemins de fer l'est plus peut-être que toute autre. Les *dépôts* de locomotives sont généralement très-rapprochés des villes, et le stationnement prolongé de nombreuses machines en feu rend parfois leur voisinage fort incommode (1). En marche, la fumée peut être très-gênante pour les voyageurs, surtout en été, parce qu'ils ne peuvent s'y soustraire qu'en fermant les glaces, c'est-à-dire en renonçant à peu près à respirer. Les cahiers des charges des compagnies de chemins de fer stipulent que les locomotives brûleront leur fumée; on part souvent de là pour taxer de faiblesse l'Administration chargée de la surveillance des chemins de fer, et pour mettre sur le compte de la prétendue omnipotence des compagnies l'inexécution partielle de la disposition dont il s'agit.

(1) Il est facile d'atténuer cet inconvénient au moyen du *souffleur*, petit jet de vapeur lancé directement de la chaudière dans la cheminée, quand le régulateur est fermé, et qui entretient un tirage assez actif. Mais les mécaniciens sont peu disposés à en faire usage, même après avoir chargé la grille, parce qu'il augmente la consommation. Leur résistance serait bientôt vaincue par une surveillance facile à exercer et par quelques amendes.

En y regardant de plus près, on reconnaîtrait facilement que la tolérance de l'Administration n'est nullement une concession faite aux compagnies aux dépens de l'intérêt général. Astreindre absolument les locomotives à brûler leur fumée, ou pour mieux dire à n'en pas produire, cela équivaudrait généralement, dans l'état actuel des choses, à interdire l'emploi de la houille. Sans doute les compagnies trouvent leur compte à faire usage de ce combustible, mais le public n'est pas moins intéressé qu'elles à ce que cet emploi se généralise. On est beaucoup trop disposé, en France, à croire que les compagnies et le public sont toujours dans deux camps opposés; l'antagonisme des intérêts n'existe en réalité qu'à l'état d'exception, et jamais ils n'ont été au fond plus d'accord que sur la question de l'emploi de la houille en nature. N'a-t-on pas vu, il y a quelques années, le service des chemins de fer sur le point d'être sérieusement entravé par l'insuffisance de la production du coke et par les exigences des fabricants, exigences que la perspective menaçante de la concurrence de la houille a seule pu contenir, et qui doivent servir d'avertissement pour l'avenir? D'un autre côté la houille, cela est hors de doute aujourd'hui, est mieux appropriée que le coke aux conditions spéciales du travail des locomotives, au rétablissement et au maintien de la pression. La régularité du service et, dans une certaine mesure, la sécurité elle-même, sont donc intéressées à ce que l'usage de la houille se généralise. C'est au surplus, ce qu'on comprend maintenant en Angleterre, en Allemagne, en Belgique, et ce qu'on doit comprendre également en France. Quant à la question d'économie, le public a le droit de s'en préoccuper un peu moins; en faire trop bon marché serait cependant peu logique; car, qui n'est pas

plus ou moins actionnaire dans cette portion du public qui se plaint de la fumée des locomotives? Ne serait-elle pas plus indulgente, si elle songeait que si les locomotives fument, le dividende doit s'en ressentir?

D'ailleurs, qui veut la fin veut les moyens; brûler la houille, certaines houilles du moins, et rendre la fumée nulle ou supportable, tel est le but. Le problème est possible, sans aucun doute, mais ce n'est pas du jour au lendemain qu'il peut être résolu; il faut pour cela une longue période d'essais et de tâtonnements. C'est cette période d'expériences que l'administration admet et encourage en vue d'un intérêt général, d'un avantage prochain, et sans sacrifier d'ailleurs les intérêts actuels qu'elle doit sauvegarder aussi. Elle tolère quand le mal est nul ou léger, ou quand les tiers lésés sont convenablement dédommagés; elle interdit quand le dommage est réel, et sans compensation.

C'est surtout en Angleterre que la substitution de la houille au coke dans les machines locomotives a été l'objet de recherches suivies et variées (1). Parmi les documents relatifs à cette question, un des plus récents est le rapport fait par M. Tomlinson à la Société des ingénieurs mécaniciens de Birmingham, et dans lequel l'auteur rend compte de l'emploi des charbons du pays de Galles sur le Taff Vale Railway (2). L'Administration supérieure, qui a reçu communication de ce travail, a jugé qu'il était utile de porter ses résultats à la connaissance des ingénieurs, quoiqu'il soit étranger à la question dont on se préoccupe spécialement en France, la

(1) Voir, page 411 de ce volume, la description donnée par M. Noblemaire des appareils essayés sur les chemins de fer anglais.

(2) *On the burning of Welsh steam coal in locomotive engines*, by J. Tomlinson. — Birmingham.

suppression de la fumée. Mais tous les éléments de la solution du problème, même dans les cas particuliers, méritent d'être connus.

Les difficultés que présente l'emploi des charbons crus sont de deux natures : la production de la fumée, et la rapide destruction des barreaux des grilles. Ces deux inconvénients ne sont pas d'ailleurs, tant s'en faut, toujours réunis. Certaines houilles, riches en matières volatiles, et à distillation rapide, partant très-fumeuses, ne détruisent pas plus les barreaux que ne le fait le coke. D'autres, produisant très-peu de fumée, détruisent les barreaux avec une extrême rapidité.

Comme exemple de la première classe, je citerai les houilles de Saarbrücke, employées couramment pour la traction des marchandises sur le chemin de fer de l'Est. Elles produisent beaucoup de fumée, mais la durée des barreaux paraît être à peu près la même avec ce combustible et avec le coke. Elle était même beaucoup moindre avec celui-ci avant que les mécaniciens, éclairés par l'usage de la houille, avec laquelle un feu bas est de rigueur, eussent songé à procéder de même avec le coke (1).

C'est à la seconde classe qu'appartiennent les charbons du pays de Galles, qui ont été l'objet des expériences rapportées par M. Tomlinson.

Le grand bassin carbonifère du pays de Galles s'étend dans les comtés de Caermarthen, Pembroke, Monmouth

(1) Je n'ai pu encore constater la durée absolue des barreaux, la dépense de l'entretien des grilles étant confondue avec d'autres. On ne peut y suppléer par des observations faites dans un dépôt déterminé, les barreaux passant constamment d'une machine à l'autre, et n'étant pas, comme celles-ci, affectés à un dépôt unique. Une expérience comparative va être faite sur deux machines alimentées l'une au coke, l'autre à la houille.

et Glamorgan. Il renferme de nombreuses variétés de charbons, depuis l'anthracite, jusqu'aux houilles bitumineuses exploitées près de Pontypool, de Clydach, etc. Le *Taff Vale Railway* (de Merthyr Tydwill à Cardiff), forme un des principaux débouchés du bassin, et est parfaitement placé pour choisir entre les diverses variétés de charbons la mieux appropriée à son propre usage. Mais on fut, dès le début, arrêté par la difficulté indiquée plus haut. Les barreaux se ramollissaient et se déformaient au point de rendre le service impossible. Rarement pouvaient-ils faire un service de deux jours sans être repassés à la forge, et il n'y avait même pas une machine qui n'eût, chaque jour, plusieurs barreaux complétement hors de service. Cette action n'était pas également prononcée avec tous les charbons. Le charbon maigre (*Steam Coal*), provenant de la couche supérieure dite *de quatre pieds*, d'Aberdare, qui appartient au terrain houiller, était un peu moins destructeur que les autres; comme il a d'ailleurs l'avantage d'être très-pur et de ne pas produire de fumée, c'est sur lui que se fixa le choix des ingénieurs. Mais bien qu'un peu atténuée par quelques précautions, et surtout par la marche à feu très-bas, ($0^m,22$ à $0^m,23$ pour les trains ordinaires, $0^m,38$ au plus pour les trains les plus lourds), la détérioration des grilles conservait une gravité telle qu'on ne pouvait songer à marcher dans de semblables conditions.

M. Tomlinson imagina alors de protéger la grille en la recouvrant de fragments de briques réfractaires de 40 à 45 centimètres cubes, de manière à former (Pl. VI, *fig.* 5 et 6), une aire bien perméable, sur laquelle on charge le combustible. On a réussi ainsi à préserver complétement les barreaux, qui durent en moyenne quatre mois, avec un parcours journalier de 164 kil.

A ce résultat capital se joint un avantage accessoire : le menu, au lieu de passer entre les barreaux, est retenu dans les interstices des fragments de briques, et s'y brûle.

Il est évident d'ailleurs que cet expédient n'est applicable qu'à des charbons à la fois très-maigres, et très-purs ou du moins à cendre réfractaire ; autrement le mâchefer obstruerait les intervalles des morceaux de briques et intercepterait le passage de l'air. Il serait d'ailleurs à peu près impossible de piquer le feu sans détruire plus ou moins l'aire protectrice. M. Tomlinson dit en effet que les 154 kil. sont parcourus sans qu'on ait besoin de nettoyer la grille.

Il s'agit, en somme, de charbons d'une pureté exceptionnelle, et l'artifice qui réussit avec eux serait impraticable avec beaucoup d'autres.

Le charbon d'Arberdare (veine dite *de quatre pieds*), contient :

Carbone.	90,25	
Hydrogène.	4,12	Matières volatiles, 8,50 p. 100.
Oxygène	2,25	
Azote.	2,13	
Cendres.	1,25	
	100,00	

Sa composition se rapproche beaucoup de celle de certaines houilles maigres du continent, des bassins de Charleroi et de Valenciennes par exemple (1) ; elle

(1) Voici, d'après M. de Marsilly (*Annales des mines*, 5e série, t. XII, 1857), la composition des houilles des fosses de Beaulet et de Sarteau :

	Beaulet (Charleroi).	*Sarteau* (Valenciennes).
Carbone.	90,89	91,16
Hydrogène.	3,65	3,83
Oxygène et azote.	3,98	3,61
Cendres.	1,48	1,40
	100,00	100,00

diffère peu, sauf la très-faible proportion de cendres, de celle du coke, qui renferme quelquefois autant et même plus de matières volatiles (1). On comprend donc que la fumée soit presque nulle et qu'il ait été inutile d'appliquer le *souffleur*, indispensable, mais très-insuffisant avec la plupart des houilles employées en France.

L'action destructive exercée sur les grilles nues par ce charbon si pur tient uniquement à la très-haute température à laquelle celles-ci sont alors soumises, et qui est beaucoup moins élevée avec le coke, moins dense, moins facilement combustible, et dont l'incandescence est moins vive au contact des barreaux. Avant l'emploi de la brique concassée, les barreaux étaient, non pas scorifiés par du mâchefer, mais ramollis et littéralement brûlés.

L'auteur insiste beaucoup sur la nécessité de marcher avec le feu très-bas; il recommande d'ailleurs de ne pas donner au combustible une épaisseur uniforme; elle doit être notablement moindre au milieu que vers les parois de la boîte à feu. Dans une bonne marche avec charge modérée, la grille doit rester visible vers le centre; on se met ainsi plus sûrement en garde contre la flexion des barreaux. On a reconnu d'ailleurs qu'il convenait de pratiquer de petites ouvertures dans la porte du foyer afin de ménager une légère admission d'air au-dessus du combustible (2).

(1) Berthier. *Traité des essais*, t. II, p. 349. Peut-être la dessiccation des échantillons n'était-elle pas complète.

(2) Cette admission d'air, plus ou moins abondante d'ailleurs, est, comme on sait, une des conditions essentielles de l'emploi des houilles fumeuses. Elle se retrouve dans toutes les dispositions essayées avec succès pour l'emploi de ces houilles. Je l'ai vue récemment appliquée en Hollande sous une forme très-simple (chemin de fer d'Amsterdam à Arnheim et Emmerich). La porte est enlevée; dans l'ouverture est insérée une feuille de tôle cintrée plongeant dans le foyer vers les tubes

Les barreaux doivent être beaucoup plus serrés que pour les houilles bitumineuses et pour le coke; l'écartement réglé à $2^{cent.},54$ (1 pouce), avec le coke de *Rhondda*, a dû être réduit à $1^{cent.},6$ ($\frac{5}{8}$ pouce). Ces barreaux sont en fer forgé; ils ont $2^{cent.},22$ de largeur au sommet, $0^{cent.},8$ au bas et $11^{cent.},4$ d'épaisseur.

Toutes les machines du *Taff Vale Railway* consomment aujourd'hui exclusivement le charbon crû d'Aberdare, et le succès paraît définitif. La brique cassée est simplement jetée à la pelle. Rien de plus facile que de la renouveler, et ce renouvellement ne se fait d'ailleurs qu'à de longs intervalles.

La consommation est d'ailleurs à très-peu près la même avec ce charbon et avec le coke de *Rhondda*, qui est de très-bonne qualité, et dont le prix n'est pas sensiblement plus élevé. C'est à la suite d'une suspension prolongée des travaux dans les mines de Rhondda, qu'on fut amené à tenter l'emploi de la houille. On avait seulement en vue alors d'échapper aux conséquences des chômages de la production du coke; mais on a constaté depuis que si l'économie immédiate est très-faible dans ce cas, la substitution réalisée présente de grands avantages au point de vue de la conduite des machines et de l'entretien des tubes. Observation qui n'est, du reste, qu'une confirmation de plus de faits bien connus.

---

inférieurs, et accrochée extérieurement au-dessus de l'ouverture. Elle s'applique exactement sur la moitié supérieure de celle-ci. Cet auvent ne gêne en rien pour l'introduction du combustible, mais il semble qu'il doit faire une trop large part à l'admission d'air supérieure et nuire à la production; on assure cependant qu'il donne de très-bons résultats. On brûle, presque sans fumée, de la houille de Westphalie.

BULLETIN.

PREMIER SEMESTRE 1859.

Le commerce de la houille en 1858.

Les difficultés que présente la réunion de documents statistiques sur la *production*, l'*importation* et l'*exportation* des combustibles minéraux, chez les principales nations industrielles, sont accusées par les divergences excessives dans les opinions des écrivains qui s'occupent de la matière, aussi bien que par l'ancienneté des chiffres dont l'exactitude est tout à fait incontestable. Des publications récentes, de complaisantes communications nous permettent de pouvoir placer sous les yeux du lecteur une série de chiffres à la fois authentiques et très-récents, relatifs au commerce de la houille en Europe et en Amérique; nous avons pensé que cette collection de renseignements utiles avait sa place naturelle dans ce Bulletin.

GRANDE-BRETAGNE.

Une excellente publication, à laquelle les *Annales des Mines* ont fait et continueront à faire de larges emprunts, rend la tâche fort simple pour le plus important des pays producteurs de charbon de terre. En effet, à partir de l'année 1854, l'industrie minérale du Royaume-Uni possède une statistique aussi détaillée qu'il est permis de le désirer, grâce aux *Mineral statistics of the United Kingdom*, etc. Annuellement publiée, depuis 1855, sous la direction de M. Murchison, par M. Robert Hunt; incessamment améliorée et développée chaque année, cette statistique, qui n'avait jusqu'à présent trait qu'aux métaux et aux combustibles minéraux de la Grande-Bretagne, comprendra maintenant l'extraction des matériaux de construction et s'étendra aussi aux contrées étrangères. En ce qui concerne la houille, la tentative a déjà eu lieu dans la première partie (parue en septembre 1859) du volume relatif à l'année 1858; nous y trouvons notamment, au sujet de la France, des renseignements qu'on chercherait vainement ailleurs.

M. Murchison, dans sa courte introduction du volume de 1857 (année 1856), constatait avec orgueil que, bien que l'extraction

de 1854 eût atteint un chiffre *surprenant*, le chiffre de 1856 (676.884.513 q. m.) était encore supérieur. Ce maximum n'a plus été obtenu depuis et le chiffre de 1858 est un peu moins fort que celui de 1857. L'introduction de M. Robert Hunt attribue surtout, comme cela est rationnel, cette diminution à la crise qui a continué de peser sur le commerce du fer durant l'année dernière et à une légère décroissance de l'exportation. La production houillère de la Grande-Bretagne représente cependant encore 406.394.050 francs et son exportation 76.135.850 francs.

Production houillère du Royaume-Uni en 1858.

PAYS.	Houillères.	Quintaux métriques
Durham et Northumberland	275	161.071.397
Cumberland	28	9 348.592
Yorkshire	383	84.349.844
Derbyshire, Nottinghamshire et Leicestershire	198	47.861.220
Warwickshire	17	3.622 040
Staffordshire et Worcestershire	548	67.876.725
Lancashire (1)	380	81.788.000
Cheshire	35	7.065.772
Shropshire	57	7.613.498
Glocestershire, Sommersetshire et Devonshire	96	11.432 540
Galles du Nord	81	10.388.600
Galles du Sud (2)	279	76.152.136
ANGLETERRE	2.450	568.570.364
ECOSSE	417	90.690.690
IRLANDE	74	1.226 820
Totaux	2.941	660.487.874
Extraction en 1857	»	664.410.223
Différence	»	— 3.922.349

(1) La partie occidentale de ce comté a produit 2.794.000 q. m. de la qualité supérieure de charbon connue sous le nom de *Cannel coal*.

(2) Il résulte d'un travail de M. E. Mabon, consul de France à Cardiff, communiqué par le ministre des affaires étrangères au ministre de l'agriculture, du commerce et des travaux publics, que les 57 mines des seules vallées d'Aberdare et de Rhoudda, dont la houille se répand au dehors par le port de Cardiff, ont produit ensemble 47.752.510 q. m., ainsi répartis quant à l'emploi :

Consommation intérieure. . .	26.028.000
Consommation de 4 forges (*).	11.753,810
Exportation.	9.970.700

M. E. Mabon ajoute que, d'après des renseignements qui lui ont été fournis par l'inspecteur des houillères du district, sur les 57 mines qu'il considère, 21 (ayant produit ensemble 6.396 060 q. m.) n'ont point eu, en 1858, d'accidents ayant occasionné mort d'homme, et que, dans les 36 autres, 131 ouvriers ont été tués durant l'année dernière, ce qui correspond, pour une extraction de 41.356.450 q. m., à 1 homme tué pour 315.700 q. m. de houille extraits. Il est peut-être plus juste de comparer le nombre des morts à la production totale des deux vallées dont il s'agit, et la moyenne devient alors de 364.523 q. m. pour une mort d'homme.

(*) Dowlais, 4.981.340.— Cyfarthfa, 3.000.000.— Plymouth, 2.300.000. Penydarran, 1.472.470 q. m.

M. Hunt donne les détails les plus circonstanciés sur la répartition des produits de cette gigantesque extraction pour les divers bassins, entre la grande navigation, le cabotage et les chemins de fer au point de vue des transports, entre l'industrie même des combustibles minéraux, l'industrie du fer, les chemins de fer, la navigation à vapeur, etc., au point de vue de la consommation (houille ou coke). Malheureusement l'hétérogénéité, en quelque sorte inévitable, de ces détails ne permet pas toujours de les grouper au point de vue général qui seul doit être considéré ici. Nous pouvons seulement extraire de la série des tableaux de M. Hunt les résultats suivants :

Combustibles minéraux embarqués aux divers ports de la Grande-Bretagne en 1858.

	CABOTAGE.	EXPORTATION.	
		Quantités.	Valeurs.
	q. m.	q. m.	fr.
Houille	94.625.597	63.928.650	71.801.275
Coke	354.909	2.311.928	4.283.375
Anthracite	1.801.734	98.969	51.200
Total	96.782.240	66.339.547	76.135.850
Total de 1857	98.894.148	68.455.215	80.266.750
Différence	—2.111.908	—2.115.668	—4.130.900

Exportation houillère de la Grande-Bretagne en 1858.

PORTS.	France.	Contrées diverses (y compris la France).
	q. m.	q. m.
Nord (Newcastle, Shields, Blythe, Amble, Sunderland, Seaham, Hartlepool, Stockton, Middlesbro')	8.746.124	36.496.661
Yorkshire (Hull, Grimsby, Goole)	859.079	2.571.120
Liverpool	247.965	4.752.858
Severn (Bristol, Cardiff, Swansea, Newport, Llanelly, Port-Talbot, Neath, Saint-David's)	3.600.338	14.040.642
Écosse (Glascow, Port-Glascow, Greenock, Grangemouth, Alloa, Borrowstoness, Troon, Ardrossan, Inverkeiting)	205.008	3.883.782
Totaux	13.658.515	61.745.073
Ports et contrées non spécifiés	....	4.594.474
Total général	....	66.339.547

Dans ce total, on compte 495.838 q. m. de *patent fuel*, ainsi répartis entre les ports d'embarquement :

Swansea.	447.121 q. m.
Liverpool	34.615
Newcastle	8.890
Sunderland	4.196
Llanelly	1.016

Principales contrées ayant reçu, en 1858, des charbons anglais.

Nos d'ordre.	CONTRÉES.	Quintaux métriques.	Nos d'ordre.	CONTRÉES.	Quintaux métriques.
1	France	13.465.352	23	Iles de la Manche. . .	640.324
2	Villes Hanséatiques. .	5.293.102	24	Aden	631.342
3	Prusse	4.154.434	25	Chili	580.860
4	Italie.	4.057.386	26	Gibraltar.	574.203
5	Danemark	3.892.621	27	Chine.	569.834
6	Espagne, Iles Canaries.	3.377.357	28	Oldenbourg	502.331
7	Hollande.	3.057.074	29	Etablissement anglais de l'Australie	444.145
8	États-Unis (Côtes de l'Atlantique).	2.894.269	30	Uruguay.	432.521
9	Russie (ports du Nord).	2.828.666	31	Mecklembourg.	365.588
10	Turquie	1.906.067	32	Russie (ports de la mer Noire)	354.500
11	Indes occidentales étrangères.	1:847.190	33	Algérie	349.330
12	Suède	1.512.468	34	Iles Ioniennes.	341.823
13	Territoires anglais de l'Inde orientale. . .	1.495.131	35	Grèce.	311.883
14	Malte.	1.204.805	36	Côtes occidentales de l'Afrique.	224.841
15	Brésil.	1.145.214	37	Buénos-Ayres	209.042
16	Colonies anglaises de de l'Amér. du Nord.	1.023.153	38	Possessions anglaises de l'Afrique mérid.	207.569
17	Norwége.	1.007.292	39	Pérou.	178.044
18	Portugal, les Açores et Madère	982.604	40	Californie.	163.932
19	Indes occidentales anglaises.	915.862	41	Iles du cap Vert . . .	153.792
20	Égypte	840.405	42	Ports africains de la mer Rouge	103.784
21	Hanovre	816.092		Autres pays	572.493
22	Belgique	691.154		Total.	66.339.547

Le total partiel des 42 contrées spécifiées se décompose comme suit :

Houille	63.323.511 q. m.
Coke.	2.344.575
Anthracite	98.968
Total.	65.767.054

Neuf (États-Unis, Indes occidentales étrangères, Malte, etc.) n'ont point reçu de coke. L'Espagne en a reçu 655.950 q. m. ; la Prusse (371.795 q. m.), l'Italie (284.805 q. m.), les villes Hanséatiques (140.021 q. m.) viennent ensuite par ordre d'importance.

La France ne figure dans cette liste que pour 50.515 q. m.

Il n'a été exporté d'anthracite qu'en France (96.794 q. m.), en Portugal (1.524 q. m.) et dans les îles de la Manche (650 q. m).

On a pu remarquer que les nombres relatifs à la France, dans les deux tableaux précédents (dont le second est emprunté aux comptes parlementaires), n'étaient point identiques ; cela provient évidemment des sources différentes auxquelles M. Hunt a puisé ses renseignements. Ils sont tous deux supérieurs à celui que fournit notre administration des douanes, lequel est de 13.135.791 q. m. ainsi répartis :

Importation manufacturière.	11.485.900 q. m.
Marine à vapeur (1)	1.649.891

Quantités de houille transportées par les chemins de fer anglais.

NOMS DES RAILWAYS.	Pour le district de Londres (2).	En totalité.
	q. m.	q. m.
North-Eastern	»	34.432.179
Middland.	68.054	27.445.188
Manchester, Sheffields and Lincolnshire	»	8.481.954
Great-Northern.	5.327.620	5.327.620
London and North-Western.	4.609.122	4.609.122
Great-Western	636.925	4.510.319
Newcastle and Carlisle.	»	1.659.006
Eastern Counties	941.192	941.192
North-Western	»	187.188
Ulverstone and Lancaster	»	143.906
South-Eastern	117.318	117.318
South-Western	95.057	95.057
Totaux.	11.784.288	87.950.049

ÉTATS-UNIS DE L'AMÉRIQUE DU NORD.

Suivant les *Annales du commerce extérieur*, la *production* houillère de cette nation, qui vient maintenant immédiatement

(1) On connaît le motif de cette distinction essentielle : aux termes de deux ordonnances royales des 8 juillet 1834 et 10 octobre 1835, homologuées par la loi du 2 juillet 1836, les bâtiments à vapeur de la marine française, militaire ou marchande, qui ne remontent par dans l'intérieur des fleuves au delà du dernier bureau de douane, peuvent se servir de houille étrangère en payant le simple droit de balance de 0f.05 par 100 francs de valeur. En conséquence, l'administration des douanes, qui donne chaque année dans une note le chiffre de l'importation anglaise spécialement relative à la navigation à vapeur, ne le fait pas figurer dans ses tableaux décennaux.

(2) Le quart seulement de la consommation du district de Londres est desservi par les chemins de fer. Les trois autres quarts peuvent être regardés comme alimentant le cabotage, car les canaux n'apportent guère annuellement que 250.000 q. m.

après la Grande-Bretagne à ce point de vue spécial, se détaille comme suit :

	q. m.
Pensylvanie	89.331.845
Cumberland	6.532.118
Ohio	22.860.000
Virginie, Kentucky, Tennessee, Carolines, Géorgie, etc.	30.480.000
Total	149.200.963

En Pensylvanie, où se trouvent, comme on sait, à peu près tous les gîtes d'anthracite de l'Amérique du Nord, la production de ce combustible particulier était en 1820, de 3.650 q. m.; en 1830, de 1.747.340 q. m.; en 1840, de 8.643.840 q. m.; en 1850, de 33.211.360 q. m.; elle était, en 1858, de 68.679.436 q. m. Le *Hunt's merchant's magazine* (numéro de février 1858) indiquait, comme suit, l'extraction de l'anthracite, en 1857, dans les trois grands districts de la Pensylvanie :

Schuylkill	30.910.560 q. m.
Lehigg	13.996.458
Wyoming	22.051.782
Total	66.958.800

L'*importation* étrangère des combustibles minéraux, pour les États-Unis était, en 1844, de 871.423 q. m.; elle a été en 1858 de 2.640.432 q. m.

L'*exportation* à l'étranger était, en 1848, de 94.579 q. m.; elle a été en 1857 de 1.324.407 q. m.

La *consommation* est donc sensiblement égale à la production.

PRUSSE.

Le chiffre (53.125.583 q. m.) auquel M. Hunt a évalué l'extraction houillère de cette puissance est complétement inexact, alors même que l'on suppose que cet auteur ne s'est pas préoccupé du lignite (1). La *production* de la Prusse en combusti-

(1) Voici, du reste, les chiffres mêmes des textes :

M. Hunt : 20.767.246 tonnes de 6 bushels ou 5.228.896 tonnes anglaises.
M. de Carnall : Houille . . . . 52.086.479 tonnes prussiennes.
Lignite 19.389.014

On sait que la tonne prussienne est une mesure de volume représentant 219^{lit},85. Un ingénieur allemand nous a indiqué 2 et 1,25 comme des coefficients convenables de réduction de ces nombres en quintaux métriques, suivant qu'il s'agit de houille ou de lignite, ce qui correspondrait au poids (un peu fort) de 90 kilogrammes pour l'hectolitre de houille et à celui (bien faible) de 57 kil. pour l'hectolitre de lignite.

bles minéraux pour l'année 1858 est ainsi détaillée, dans l'ouvrage officiel intitulé *Zeitschrift für das Berg-Hutten und Salinenwesen in dem preussischen Staate* et publié par M. de Carnall. (VII *Band*, 2 *Lieferung*).

PROVINCES.	DISTRICTS.	Nombre de mines.	EXTRACTION	VALEUR.	Ouvriers.
Houille.			q. m.	fr.	
Silesie	Waldenbourg	47	8.184.772	6.183.926	5.168
	Tarnowitz	101	28.156.568	14.615.981	14.005
Saxe-Thuringe	Eisleben	5	456.112	616.009	457
Westphalie	Bochum	194	20.354.818	22.272.878	18.952
	Essen	98	19.707.886	21.998.224	13.704
Prusse Rhénane	Duren	22	7.066.398	8.140.133	5.412
	Sarrebruck	28	20.246.404	21.983.711	11.654
Totaux		495	104.172.958	95.810.862	69.352
Lignite.					
Brandenbourg	Rudersdorf	95	3.104.571	1.238.595	1.764
Silésie	Waldenbourg	41	960.147	381.191	920
	Tarnowitz	2	2.633	1.316	»
Saxe-Thuringe	Halberstadt	39	7.070.866	4.251.334	2.416
	Eisleben	187	10.963.994	4.391.025	4.764
Westphalie	Bochum	1	2.175	1.290	4
Prusse Rhénane	Siegen	20	604.192	140.786	436
	Duren	52	1.527.689	552.390	725
Totaux		437	24.236.267	10.957.927	11.029
Totaux généraux		932	128.409.225	106.768.789	80.381

Il peut être intéressant de connaître l'importance des houillères du gouvernement prussien; elle se déduit du tableau suivant :

DISTRICTS.	NOMBRE de mines.	EXTRACTION.	OUVRIERS.
		q. m.	
Tarnowitz	3	5.894.696	2.540
Eisleben	2	270.740	311
Bochum	2	931 980	709
Sarrebruck	15	19.479.984	11.022
Totaux	22	25.977.400	14.582

La Prusse n'*exporte* de houille qu'en France, du bassin de Sarrebruck, et en Hollande, du bassin de la Ruhr. Il nous est

impossible de donner le chiffre relatif à la Hollande. Quant à celui concernant la France, il est très-exactement indiqué par les publications annuelles de notre administration des douànes a été, en 1858, de 11.290.000 q. m. et a ainsi décuplé depuis vingt ans. On sait que cette exportation dessert principalement le réseau des chemins de fer de l'Est et nos départements de la Lorraine et de l'Alsace ; elle comprend environ 2.500.000 q. m. de coke.

L'importation de houille en Prusse a lieu de l'Angleterre et de la Belgique : pour la première de ces contrées le chiffre exact de l'année 1858 a été donné par M. Hunt et reproduit plus haut ; pour la seconde, il sera indiqué plus bas.

La *consommation* ne peut être chiffrée exactement, mais elle doit évidemment être regardée comme assez peu inférieure à la production.

BELGIQUE.

Le tableau suivant, emprunté à M. Hunt, qui le donne comme déduit d'une moyenne quinquennale, indique très-exactement le chiffre annuel de la production houillère de ce petit royaume et sa répartition entre les diverses catégories ordinairement distinguées, au point de vue de la qualité, dans les houilles.

		quantités.
I.	Houille maigre, brûlant presque sans flamme. . .	6.830.761 q.m.
II.	Houille sèche à courte flamme	6.317.813
III.	Houille maigre à longue fla mme.	20.177.475
IV.	Houille grasse à longue flamme.	31.049.133
V.	Houille grasse maréchale.	19.804.827
	Total	84.180.609

En effet, la production houillère de la Belgique a été la suivante, durant les cinq dernières années :

1854	79.477.420 q. m.
1855	84.093.300
1856	82.124.109
1857	84.000.000
1858	88.800.000

Si l'on considère l'année 1857, qui se rapproche entièrement de l'année moyenne de M. Hunt, on peut montrer cette production sous d'autres points de vue :

Quantités.	Prix du q. m.	VALEUR.	PROVINCES.	Nombre de mines.	EXTRACTION.	VALEUR.
	fr.	fr.			q. m.	fr.
I	0,876	5.915.555	Hainaut. . . .	53.358	64.411.820	80.019.228
II	1,147	7.531.808	Namur	1.610	2.010.840	1.497.585
III	1,381	24.296.116	Luxembourg.	»	»	»
IV	1,151	38.912.515				
V	1,243	23.814.589	Liége	17.609	17.409.160	18.953.770
	1,198	100.470.583	Totaux. . .	62.577	83.839.020	100.470.583

Comme la production, l'*exportation* a atteint son maximum à la fin de l'année dernière : elle a été de 30.896.540 q. m., ainsi répartis quant aux pays destinataires :

France.	28.928.360 q. m.
Pays-Bas.	1.806.540
Prusse	147.650
Autres contrées.	15.950

Le chiffre de l'importation de houille belge en France, donné par la publication officielle de notre administration des douanes, est notablement supérieur, car il s'élève à 32.257.800.

L'exportation de la houille belge en Prusse n'a été aussi forte en 1858 (et en 1857, où elle était de 65.240 q. m.), que par suite d'un grave accident arrivé à la plus importante des mines du bassin d'Eschweiler ; il est vraisemblable que cette augmentation subite ne sera que momentanée et que l'exportation rentrera dans les proportions de la période quinquennale précédente, dont les chiffres étaient :

1852	6.280 q. m.
1853	12.310
1854	13.090
1855	23.670
1856	15.700

Au contraire, l'exportation relative aux Pays-Bas était supérieure ; ainsi elle était précédemment représentée par les chiffres suivants :

1852	2.257.520 q. m.
1853	2.051.850
1854	2.103.430

L'*importation* de houille étrangère en Belgique a été, en 1858 :

	q. m.	
Angleterre. . .	573.910	(Le chiffre de M. Hunt est un peu supérieur).
France.	486.480	
Autres pays. .	15.480	
Total	1.075.870	

Elle avait été en 1857 de 1.460.590 q. m.

La *consommation* de la Belgique en combustibles minéraux, durant l'année dernière, serait donc de 58.179.330 q. m.

FRANCE.

Le dernier *Résumé des travaux statistiques de l'administration des mines* s'arrêtant à l'année 1852, il nous est impossible de donner le chiffre officiel de notre *production* houillère en 1858. Il est permis de le fixer, par une hypothèse plausible, à 66.000.000 q. m., ce qui correspondrait à peu près à une *consommation* de 126.000.000 q. m.

Ces deux évaluations sont d'ailleurs fort inférieures à celle de l'année 1856, pour laquelle ces deux chiffres, qui auraient alors atteint leur maximum, pourraient être approximativement estimés à 77.000.000 q. m. et 127.000.000 q. m.

Quoi qu'il en soit à cet égard, nous avons, grâce à l'administration des douanes, des chiffres tout à fait authentiques pour le commerce des combustibles minéraux entre la France et l'étranger. Nous avons eu l'occasion d'en indiquer plus haut quelques-uns, mais nous résumons ici tous les éléments propres à faire apprécier l'importance actuelle de ce commerce.

		q. m.	
Importation.	Belgique. . .	32.257.000	
	Angleterre. .	11.485.900	Non compris la houille consommée par la marine à vapeur (1.649.891 q.m.)
	Prusse. . . .	11.290.000	
	Pays divers.	33.963	
	Totale. . . .	55.068.500	
Exportation.		1.318.800	Nous croyons inutile de donner le détail de ce nombre, puisqu'il se trouve dans la *Statistique du commerce extérieur de la France*.

Ajoutons quelques indications à celles qui précèdent :

Importation de coke en 1858.

Prusse.	2.015.318 q. m
Belgique	2.727.712
Angleterre	55.619
Autres pays . . .	93
Totale.	4.798.742

Exportation de coke en 1858.

Belgique	42.425 q. m.
Toscane	7.279
Suisse.	38.331
Autres pays	8.094
Totale.	96.129

Droits perçus par le trésor en 1858.

	HOUILLE.	COKE.	TOTAUX.
	fr.	fr.	fr.
Importation	9.374.776	1.121.424	10.496.200
Exportation.	12.386	1.140	13.526
Totaux.	9.387.162	1.122.564	10.509.726

Nous trouvons enfin, dans l'ouvrage de M. Hunt (où la production houillère de la France, calculée au moyen d'une période quinquennale, n'est évaluée qu'à 58.933.533 q. m.), un document fort curieux, qu'il serait peut-être trop long de transcrire ici en entier, mais qu'il importe de résumer: nous voulons parler de la liste par ordre alphabétique des ports français qui ont reçu, en 1858, de la houille anglaise, avec indication des quantités de cette houille importée en France par ces différents points.

On connaît les variations successives du droit mis à l'importation maritime des houilles étrangères par navires français depuis 1816 jusqu'à ce jour. Si on les résume, on trouve à ce droit, relatif au quintal métrique, les valeurs suivantes:

1 franc sur tout le littoral (loi du 28 avril 1816).

0f,30 des Sables d'Olonne jusqu'à Bayonne inclusivement et par les ports de la Méditerranée (ordonnance du 10 octobre 1835).

0f,60 des Sables d'Olonne exclusivement jusqu'à Saint-Malo inclusivement (ordonnance du 28 décembre 1835, loi du 2 juillet 1836).

0f,50 des Sables d'Olonne exclusivement jusqu'à Dunkerque inclusivement (ordonnances des 25 novembre 1837 et 6 mai 1841).

0f,30 des Sables d'Olonne inclusivement à Dunkerque inclusivement;

0f,15 par tous autres points (décret du 25 novembre 1853 et loi du 26 juillet 1856).

On voit alors que si, mettant à part le littoral de la Méditerranée, on suppose le littoral de la Manche et de l'Océan partagé en zones s'étendant, la première de Dunkerque à Saint-Malo, la deuxième de Saint-Malo aux Sables d'Olonne et la troisième des Sables d'Olonne à Bayonne, on pourra, par de simples additions, révivifier les zones totales qui ont successivement

été considérées par notre législation douanière des houilles anglaises. C'est pourquoi nous résumons le tableau de M. Hunt, en groupant notamment les ports français qui ont reçu de ces houilles en 1858, suivant les quatre zones que nous venons d'énumérer :

	q. m.
De Dunkerque inclusivement à Saint-Malo exclusivement.	8.223.057
De Saint-Malo inclusivement aux Sables d'Olonne inclusiv.	3.319.252
Des Sables-d'Olonne exclusivement à Bayonne	2.166.412
Littoral de la Méditerranée	938.113
Total.	13.646.834

Le port des Sables d'Olonne, qui a tour à tour été mis en dehors et en dedans des zones dont il formait la limite commune, figure dans ce total pour 8.077 q. m. seulement.

Les ports auxquels les arrivages de houille anglaise ont été les plus considérables sont :

Port		Groupe
Dieppe.	2.440.625	8.120.512 q. m.
Le Havre	1.811.030	
Bordeaux	1.584.320	
Nantes.	1.273.901	
Rouen	1.010.636	
Marseille.	886.714	3.534.147 q. m.
Boulogne.	659.211	
Caen	474.767	
Dunkerque.	400.213	
Calais	342.697	
Saint-Malo.	295.565	
Brest.	259.913	
Honfleur.	215.067	
Cherbourg.	156.901	807.069 q. m.
La Rochelle.	148.742	
Rochefort	138.491	
Fécamp	136.561	
Charente.	118.963	
Bayonne.	107.411	
Autres ports		1.185.106 q. m.
Total égal		13.646.834

Quantités de houille transportées par les chemins de fer français en 1858.

NOMS DES CHEMINS DE FER.	QUANTITÉS transportées.
	q. m.
Nord	14.000.000
Bourbonnais	11.500.000
Paris à Lyon et à la Méditerranée	7.250 000
Est	6.000.000
Anzin à Somain	2.300.000
Ceinture de Paris	2.300.000
Ouest	2.300 000
Bességes à Alais	1.800.000
Orléans	1.400.000
Ardennes	1.000.000
Lyon à Genève	450.000
Carmeaux à Alby	420 000
Dauphiné	350.000
Midi	85.000
Graissessac à Béziers	18.000
Total	51.183.000

Il n'y a aucun rapprochement à établir entre ce tableau et le tableau analogue de la Grande-Bretagne. D'abord, les chemins de fer anglais ne transportent que de la houille anglaise, tandis que les chemins de fer français transportent des houilles de toute provenance. On sait notamment que les lignes du Nord, de l'Est et de l'Ouest transportent respectivement beaucoup de houille belge, prussienne et anglaise. Ensuite une comparaison utile ne pourrait être faite, entre les chemins anglais et les chemins français, que si, au lieu d'avoir les chiffres du transport à toute distance, on avait les nombres de *tonnes-kilomètres* de houille transportée, que l'on pourrait alors combiner avec les longueurs des réseaux et les quantités de houille indigène ou exotique.

Renseignements divers.

Les documents authentiques et récents nous manquent pour les pays autres que la Grande-Bretagne, les États-Unis, la Prusse, la Belgique et la France ; mais ces cinq pays produisent certainement ensemble la très-majeure partie des combustibles minéraux extraits dans le monde entier. M. de Carnall estimait, en 1857, que ces combustibles pouvaient former un total de 1.250.000.000 q. m.; si l'on en retranche le nombre afférent aux

cinq principales contrées de production en 1858, année qui doit peu différer de la précédente, il reste seulement pour les autres contrées du globe, 158.000 000 q. m.

— On sait, d'après une note publiée ici même (5e série, t. XIV, p. 323) par M. Callon, qu'en 1855, l'Autriche avait produit 21.010.461 q. m. seulement de combustibles minéraux, dont 11.802.450 de houille et 9.206.018 de lignite.

— Le royaume de Saxe semblerait venir immédiatement après l'Autriche par ordre d'importance, à ce point de vue particulier : il possède deux bassins houillers, dont l'extraction totale a été, en 1855, de 11.550.000 q. m. et, en 1857, de 13.500.000 q. m. ; le plus important affleure en quelques points à Zwickau et Hainicken ; l'autre, de peu de valeur, est situé à Potschappel, près de Dresde. Le royaume de Saxe a produit, en outre, 2.056.453 q. m. de lignite, en 1855. Il est d'autant plus difficile de donner des chiffres un peu exacts, que les mines appartiennent en Saxe au propriétaire du sol et que le gouvernement ne s'en occupe pas.

— En Bavière, où le terrain houiller apparaît en bandes étroites sur les bords du grès rouge, près de Erbendorf et de Stassheim, et se montre au jour dans le Palatinat, sur le prolongement du bassin de Sarrebruck, l'extraction houillère ne s'est élevée, en 1857, qu'à 2.528.922 q. m. : ce royaume avait produit, en 1854, 1.989.599 q. m., extraits de 163 mines par 2.253 ouvriers.

— Au midi et au nord-ouest du Hanovre, près d'Osnabrück, se trouvent quelques houillères assez importantes, pouvant fournir annuellement 4.500.000 q. m.

— Les mines de la Hesse Électorale et du petit État de Schauenburg-Lippe, aux environs d'Obernkirchen, donnent par an 2.500.000 q. m. de houille et 500.000 q. m. de lignite.

— Celles du grand-duché de Bade, situées sur les confins de la forêt Noire, produisent annuellement 25.000 q. m. seulement de houille.

— Le grand-duché de Hesse possède 6 mines de lignite, où 497 ouvriers extrayaient, en 1856, 418.150 q. m.

— L'*exportation* houillère de l'Allemagne est nulle, si l'on met de côté la Prusse, à l'égard de laquelle des renseignements suffisants viennent d'être indiqués.

L'*importation* anglaise mérite seule d'être mentionnée, et elle se trouve dans le tableau que nous avons emprunté à M. Hunt.

La *consommation* se déduit approximativement des indications qui précèdent.

— Suivant M. Hunt, l'Espagne aurait *produit* en 1858 :

Houille	1.150.356
Lignite	2.296
Coke	598.180
Anthracite	1.839
Total des combustibles minéraux	1.752.671

L'*exportation* est certainement nulle. L'*importation*, exclusivement anglaise, a été indiquée plus haut. La *consommation* se calcule aisément.

— Les *Annales des mines* ont déjà donné des renseignements partiels sur l'extraction des combustibles minéraux en Russie : nous ne pourrons pas faire autre chose. L'ouvrage si intéressant et si complet à d'autres égards de M. Tegoborski (1) ne fournit sur ce point que des renseignements absolument contradictoires. En effet, cet auteur dit : « L'exploitation totale n'est évaluée qu'à 2 ou 3.000.000 de *pouds*, ce qui ne fait pas encore la moitié de la quantité de houille que nous importons de l'Angleterre. » Or ces nombres de pouds correspondent à 327.600 ou 491.400 q. m., tandis que l'importation anglaise s'élevait déjà, au moment où M. Tegoborski écrivait, à 2.500.000 q. m. D'autre part, dans une récente publication (2), M. Jules Guillemin, ingénieur civil des mines, attaché à la grande société des chemins de fer russes, estime à 1.100.193 q. m. l'extraction des seules houillères du Donets, telle qu'il l'a constatée sur les lieux en 1858 ; cette extraction n'était, en 1839, suivant M. Le Play, que de 143.696 q. m. M. Jules Guillemin suppose qu'avant dix ans, elle atteindra le chiffre de 5.000.000 q. m.

« La découverte de la houille dans les environs de Moscou, dit encore ce dernier auteur, serait de la plus haute importance. Moscou est située au centre de la zone des manufactures dans la partie la plus peuplée de l'empire, et vers cette ville vont converger des chemins de fer venant de quatre ou cinq directions différentes. Le combustible végétal devient chaque jour plus rare..... Le gouvernement russe a fait exploiter des masses considérables du combustible de la grande formation

(1) *Études sur les forces productives de la Russie.* — Paris, 1855.

(2) *Explorations minéralogiques dans la Russie d'Europe. Résumé d'observations recueillies en 1857 et 1858.* — Paris, 1859.

carbonifère du nord de la Russie, afin d'en propager l'emploi. Il vendait beaucoup au-dessous du prix de revient pour faciliter les expériences. Malgré ces prix réduits, des milliers de pouds sont restés invendus. La mauvaise qualité du combustible a résisté à toutes les tentatives des industriels. »

Finalement, la *production* et par suite la *consommation* des combustibles minéraux en Russie sont totalement inconnues, mais sont évidemment sans aucune importance. L'*exportation* est certainement nulle. Quant à l'*importation*, celle de l'Angleterre, dont le chiffre est donné par M. Hunt, en constitue, suivant M. Tegoborski, les 98 centièmes.

E. LAMÉ FLEURY.

TABLE DES MATIÈRES

DU TOME QUINZIÈME.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

CHIMIE.

MÉTALLURGIE. — MINÉRALURGIE.

MÉCANIQUE. — EXPLOITATION.

CONSTRUCTION. — CHEMINS DE FER.

BULLETIN.

(1er semestre 1859.)

EXPLICATION DES PLANCHES

DU TOME QUINZIÈME.

Pl. VII. ***Fabrication du coke*** **(suite).**

Fig. **1 à 10. Broyage et lavage de la houille.**

- C. Cône fixe.
- D. *Noix.* La houille, versée entre le cône fixe et la noix, est broyée entre leurs dents.
- E. Couronne reliée à la noix par les boulons *i*.
- *e*. Système de vis qui règlent, relativement à l'arbre, la position de la noix et de la couronne.
- *i*. Boulons fixant à la charpente la plateau en fonte de la partie fixe.
- *p*. Vis réglant la position de l'arbre dans le sens horizontal.
- *q*. Vis réglant la position de l'arbre dans le sens vertical. Cette vis a un jeu dans la boîte qu'elle traverse, afin que le déplacement latéral de l'arbre puisse avoir lieu sans l'entraîner.

Fig. **11 à 14.**

- M. *Caisse de lavage.* La houille broyée est versée à la partie supérieure.
- P. Guide du piston, dont le mouvement produit le courant d'eau.
- *ef*. Tamis supportant la houille à laver; le courant d'eau passe à travers.
- *cd*. Grille au-dessus de laquelle est réunie la houille pure. Les schistes descendent entre *cd* et *ef*. Les schlams passent à travers *ef* et tombent dans la caisse.
- *p*. Porte de vidange ouverte à la fin de la journée pour vider la caisse.
- *o*. Bouchon qu'on retire de temps en temps pour déverser le trop-plein; le but de cette disposition est de pouvoir marcher sans ouvrir souvent la porte *p*.

Pl. VIII. ***Fabrication du coke*** **(suite). —** ***Fours de Forbach et de Hirschbach.***

Fig. **1 à 4. Fours à sole chauffée de Forbach.**

- *a*. Emplacement de la charge.
- *b*. Descente de flamme; il y en a neuf par four.
- *c*. Carneau.
- *d*. Grande descente.
- *e*. Grand carneau, qui mène les gaz à la cheminée.
- *i*. Registre qui règle le tirage et sert à fermer le four,
- *k*. Trous de chargement; il y en a deux par four.
- *l*. Regards pour observer la marche du four, et prises d'air pour opérer la combustion des gaz aux points convenables.
- *m*. Regards des descentes de flamme permettant de les dégorger facilement en cas de besoin.
- *n*. Portes par où l'on sort la charge. Les portes et les gonds sont en fonte.
- *p*. Petit chemin de fer sur lequel on amène les wagonnets tout près des trous de chargement.

Fig. **6 à 9. Nouveaux fours à sole chauffée de Hirschbach. — Fours Dubochet.**

- AB. Niveau de la sole du four.
- *a*. Descente de flamme; il y en a deux par four, placées en diagonale.
- *c*. Ouvertures par lesquelles remontent les gaz.
- *dd*. Murette en diagonale, servant à partager les deux courants contraires.
- *bb*. Second parcours des gaz sous la sole.
- *e*. Grande descente où se réunissent les deux courants de gaz.
- *i*. Grand carneau qui mène les gaz à la cheminée.
- *l*. Regards et prises d'air.
- *m*. Grille où l'on peut allumer un feu auxiliaire.
- *n*. Galerie régnant le long des fours.

Fig. 10 et 12. Fours ronds (à sole non chauffée) de Hirschbach.

a. Trou de chargement; il n'y en a qu'un par four.
b. Murette en briques pour soutenir la charge.
c. Ouverture par où s'échappent les gaz.
d. Carneau.
e. Descente de flamme; il n'y en a qu'une par four.
i. Grand carneau qui mène les gaz à la cheminée.
k. Porte en fonte servant à arrêter la combustion.
l. Calotte en fonte, mettant le carneau en communication avec la descente.
m. Ouverture revêtue en fonte, servant à l'introduction des ringards et à la sortie de la charge.
n. Murette en briques reconstruite à chaque fournée.
o. Trou auquel aboutit le prolongement du grand carneau, ce qui permet de le visiter facilement.

Pl. IX. *Fabrication du coke* (suite).

Fig. 1 à 5. Repoussoirs et wagonnets.

ab. Crémaillère ou tige en fonte qui, poussée contre la charge, la fait sortir du four.
cd. Tiges supplémentaires pour allonger la crémaillère; elles se fixent au moyen d'un tenon et d'une clavette.
ee. Plateau en fonte assemblé au bout de la crémaillère, afin d'augmenter la surface d'appui contre la charge de coke.
m. Manivelles motrices; il faut deux hommes à chacune. L'arbre de ces manivelles peut recevoir un mouvement longitudinal, afin de faire engrener le pignon *i* avec la roue *l*, ou le pignon *o* avec la roue *n*.
p. Contre-poids pouvant être soulevé à la main, et servant à fixer la position de l'arbre des manivelles.
q. Chapes ou galets attachés de place en place à la crémaillère, à mesure qu'elle s'engage dans le four, on empêche ainsi sa flexion.

Fig. 5 à 10. Wagonnets.

A. Caisse en tôle.
B. Porte servant à vider la caisse.
aa. Axe fixé au châssis; la caisse peut basculer autour de cet axe.
bb. Axe de la manivelle C, qui fait tourner la caisse au moyen d'un pignon et d'un secteur dentés.
cc. Position du fond de la caisse, quand on l'a fait basculer.
d. Taquet arrêtant la caisse dans la position horizontale.
mm. Châssis en bois.
nn. Supports en fonte.

Pl. X. *Fabrication du coke* (suite). — *Coupe des ateliers*.

Fig. 1, 2, 3, 4. Fours de Forbach.

A. Niveau du plancher où la houille est montée, soit pour le broyage, soit pour le lavage.
B. Plancher sur lequel la houille est versée des wagonnets amenés sur le bord du plancher A.
C. Moulins.
D. Plate-forme extérieure servant à passer les wagonnets du bâtiment des moulins à celui des lavoirs.
E. Monte-charge des moulins.
F. Emplacement du mécanisme moteur du monte-charge.
G. Magasin pour la houille lavée.
H. Lavoirs.
I. Chaudière.
a. Arbre de couche des lavoirs et des moulins.
b. Arbre de couche des monte-charges.

Fig. 5. Fours de Hirschbach.

- *p*. Plancher où sont amenés les wagons arrivant de la mine.
- *t*. Traverses de support pour les rouleaux du plancher mobile.
- B. Magasin à houille.
- *c*. Moulins; la houille y est versée directement.
- *aa*. Voies pour les wagonnets recevant la houille broyée.
- I. Voie parallèle à la ligne des lavoirs; on y amène les wagonnets qui sont vidés à droite et à gauche.
- D. Lavoirs.
- E. Monte-charge automoteur.
- F. Passerelle communiquant des lavoirs au sommet des fours.
- G. Emplacement des repoussoirs.

Pl. XI. *Fabrication du coke* (suite). *Plans des établissements.*

Fig. 1. Plan de l'usine de Hirschbach.

- *aa*. Chemin de fer qui amène la houille de l'usine; cette portion est en plan incliné.
- B. Bâtiment de la machine du plan incliné.
- N. Cuve d'alimentation pour cette machine.
- A. Magasin à houille.
- C. Moulins ou broyeurs.
- L. Bâtiment de la grande machine.
- M. Chaudières.
- E. Monte-charge.
- D Lavoirs.
- 11. Fours de M Dubochet.
- 22. Fours ronds.
- 3. Fours ordinaires à sole chauffée.
- G. Bassins d'épuration.
- F. Etang artificiel.
- H. Puits d'alimentation.
- I. Première machine élévatoire.
- K. Deuxième machine élévatoire.
- P. Logements, bureaux et atelier.
- R. Ecurie et magasins.
- S. Casernes d'ouvriers.
- T. Boulangerie.
- 4. Petite pièce d'eau servant à alimenter les citernes 5 et 6.
- *bb*. Conduite qui amène aux bassins d'épuration l'eau provenant des lavoirs.
- *cc*. Canal ramenant l'eau filtrée des bassins dans l'étang.

Fig. 2. Plan de Forbach.

- E. Estacades pour le déchargement de la houille.
- A. Monte-charge et bâtiment des moulins.
- B. Bâtiment des machines.
- C. Chaudière.
- D. Monte-charges et lavoirs.
- F. Voie pour enlever le coke.
- G. Lieu de dépôt pour emmaganiser le coke.
- H. Ruisseau servant à l'alimentation.
- I. Ponceau d'écoulement.
- J. Prise d'eau.
- K. Réservoir.

L. Bassins d'épuration où se rendent les schlams; l'eau retourne filtrée dans le ruisseau.
M. Forge et atelier.
N. Ecuries.
a, *b*, *c*, *d*, *e*, *f*. Voies pour les manœuvres de wagonnets.
R. Remblais chargés avec les schlams ôtés des bassins d'épuration.

Pl. XIII. *Même sujet.*

M. Levier de mise en train.
N. Levier du frein à vapeur.
P. Volant de changement de marche.
O. Levier des purgeurs.
Q. Tuyau d'arrivée de vapeur.
R. Régulateur à section triangulaire.
S. Tringle communiquant au tiroir du cylindre à vapeur du frein.
T. Tringle communiquant près des mollettes à l'arrêt des cages.
A. Bras des bobines (20 pour une bobine).
B. Jante des bobines.
C. Tubulure d'échappement de vapeur communiquant à la bâche à eau chaude.
D. Robinets à graissage continu.
E. Bâtis en forme de U renversé.
F. Tiroir Hanrez
G. Emplacement de la sonnerie.

Paris. — Imprimé par E. Thunot et Cᵉ, rue Racine, 26.

Glissières en travers

Fig. 8. *Élévation*

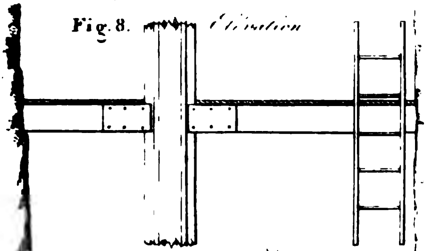


Fig. 9. *Plan*

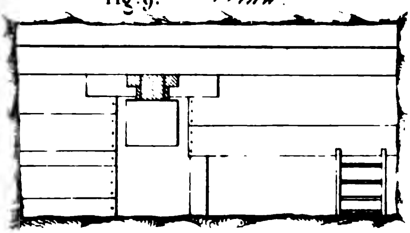
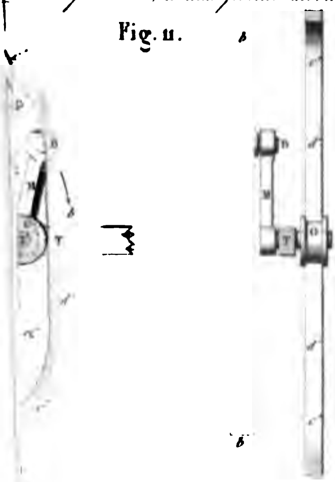


Fig. 10. *Pièce de retenue*
Catch Piece

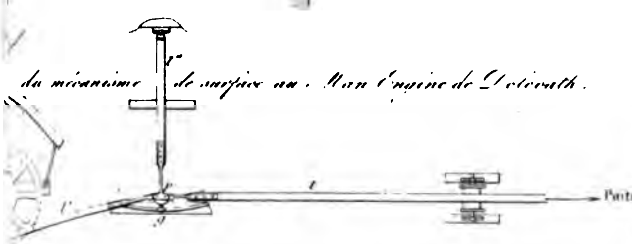


…mettant de donner huit tours par minute
…it complet de 1.m 25 aux points morts

Fig. 11.



… du mécanisme de surface au Man Engine de Dolcoath.



Lemaitre sc.

Four à Puddler, pour fer à gra...

Fig. 5.

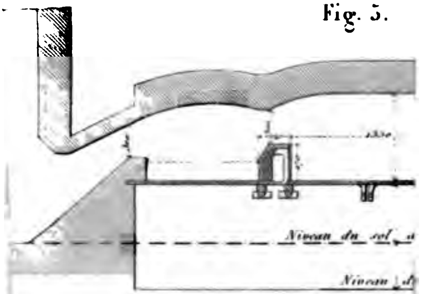


Fig. 6.

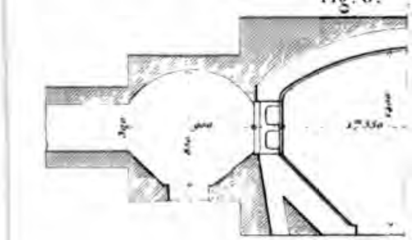
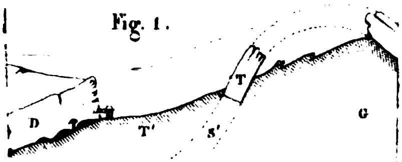


Diagramme des gîtes métallifères

Fig. 1.



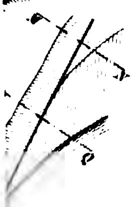
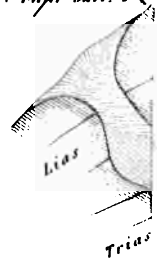
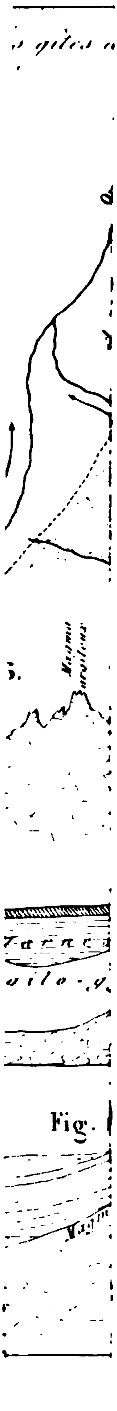


Fig. 3

Coupe suiv.t P Q

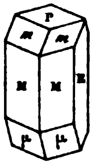


ne Joseph

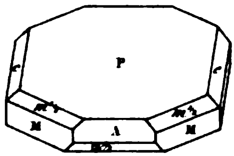

Fig.



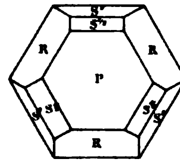
7.



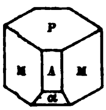
8



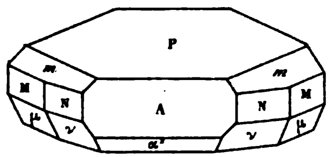
9.



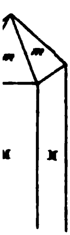
16.



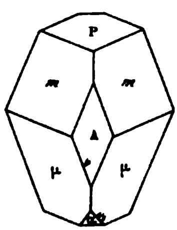
17.



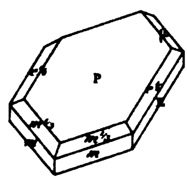
23.



24.

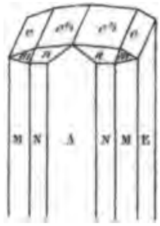


25.

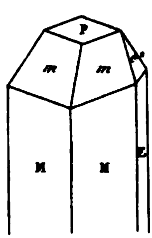




32.



33.



Douglas.

6.

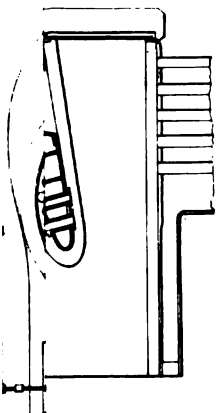
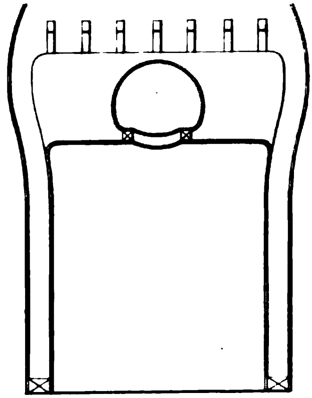


Fig. 7.



9.

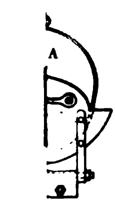
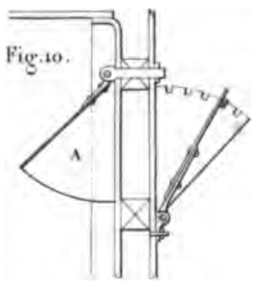


Fig. 10.



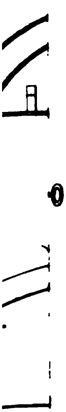
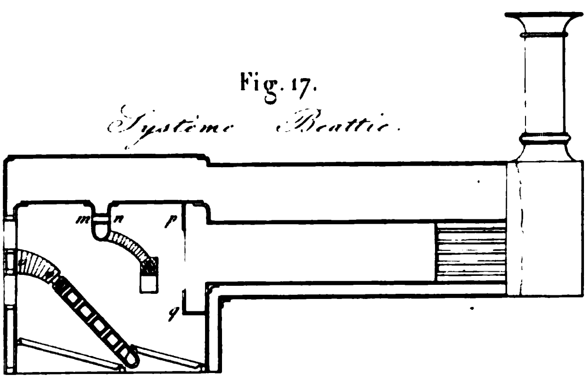


Fig. 17.

Système Beattie.



ves.

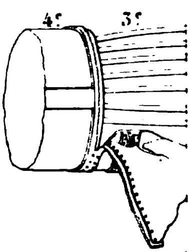
des

Lemaître sc



Fig. 2.





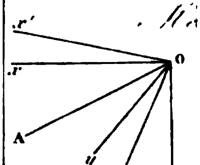
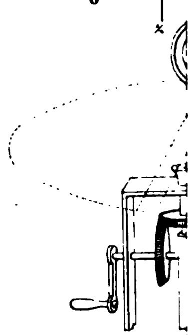


Fig. 8.



Machine à la

Fig. 11. Coupe par AB.

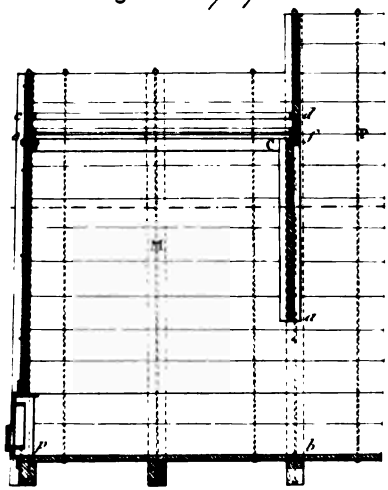


Fig. 13. Plan.

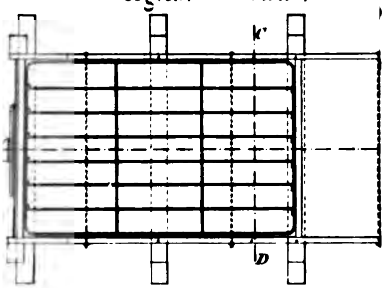
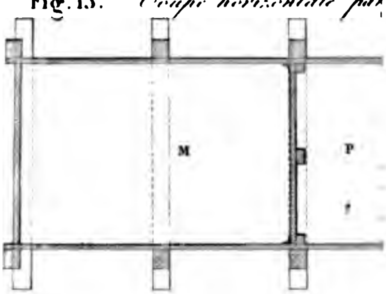
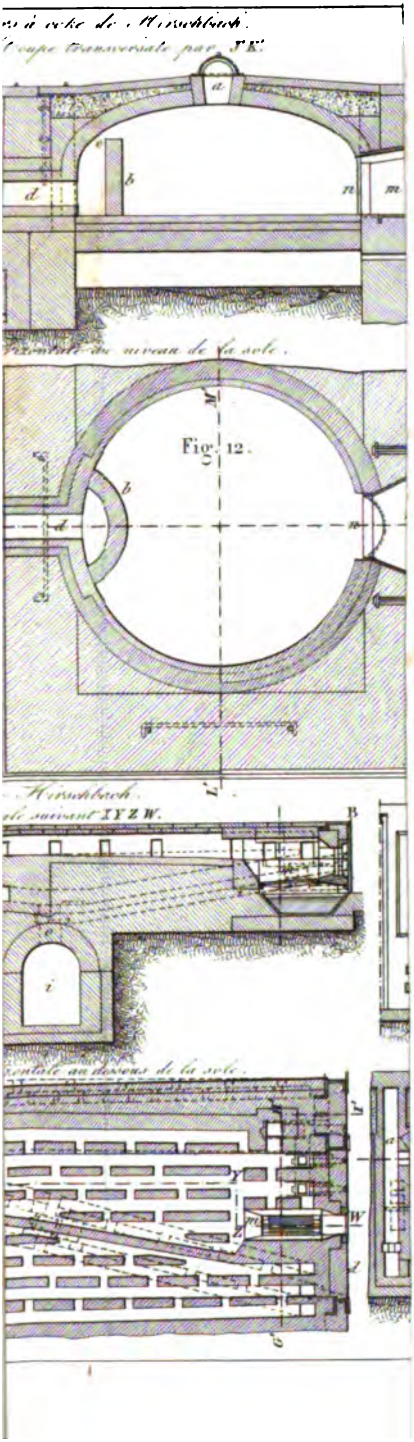
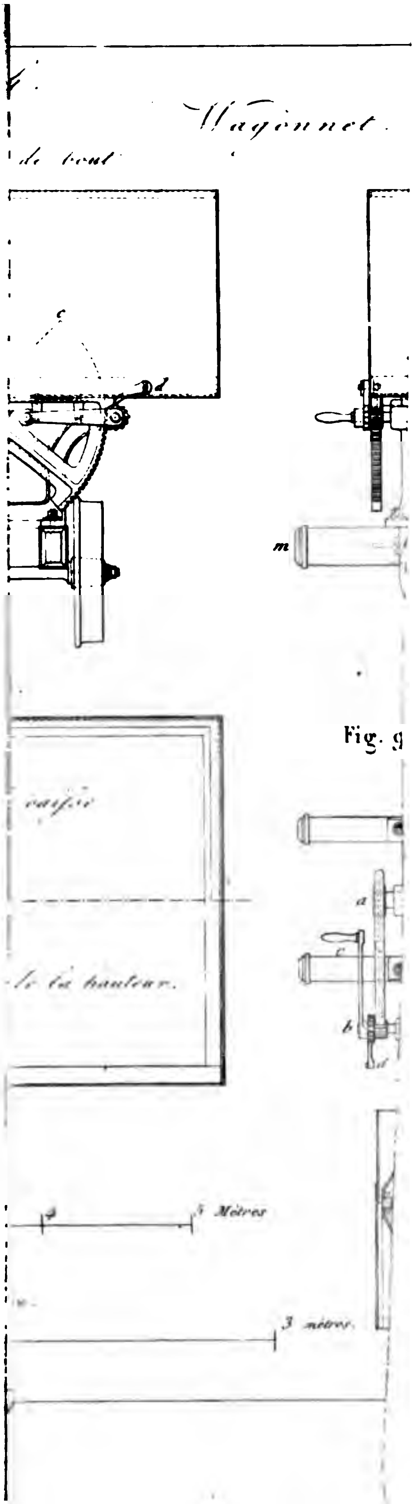


Fig. 15. Coupe horizontale par

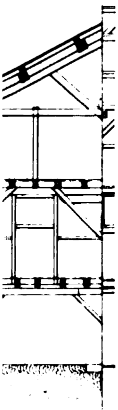




transversale par JK.
niveau de la sole.
Fig. 12.
Hirschbach.
suivant XYZW.
au dessous de la sole.


Wagonnet.
de bout
d
m
Fig. 9
caisse
a
c
b
de la hauteur.
5 Mètres
3 mètres.

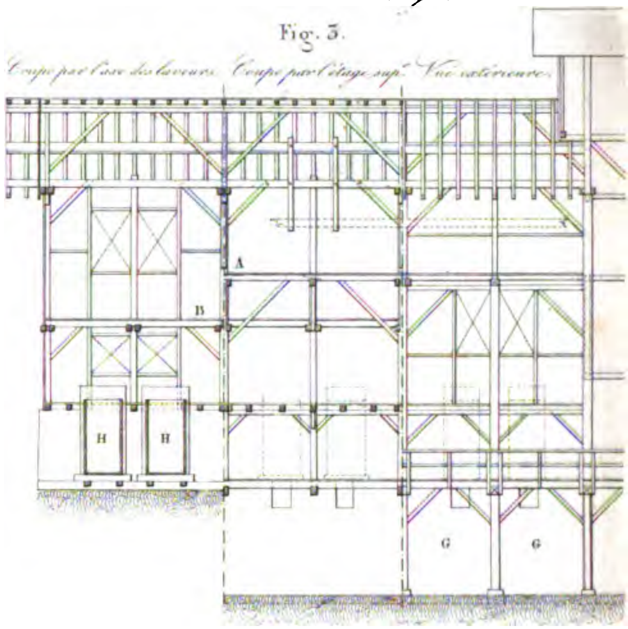
Coupe...



Bâtiment du lavage.

Fig. 3.

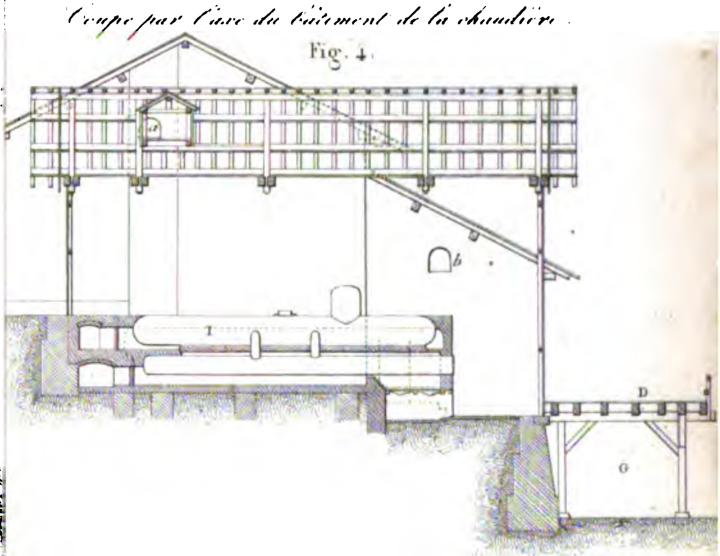
Coupe par l'axe des laveurs. Coupe par l'étage supr. Vue extérieure.



à Coke...

Coupe par l'axe du bâtiment de la chaudière.

Fig. 4.





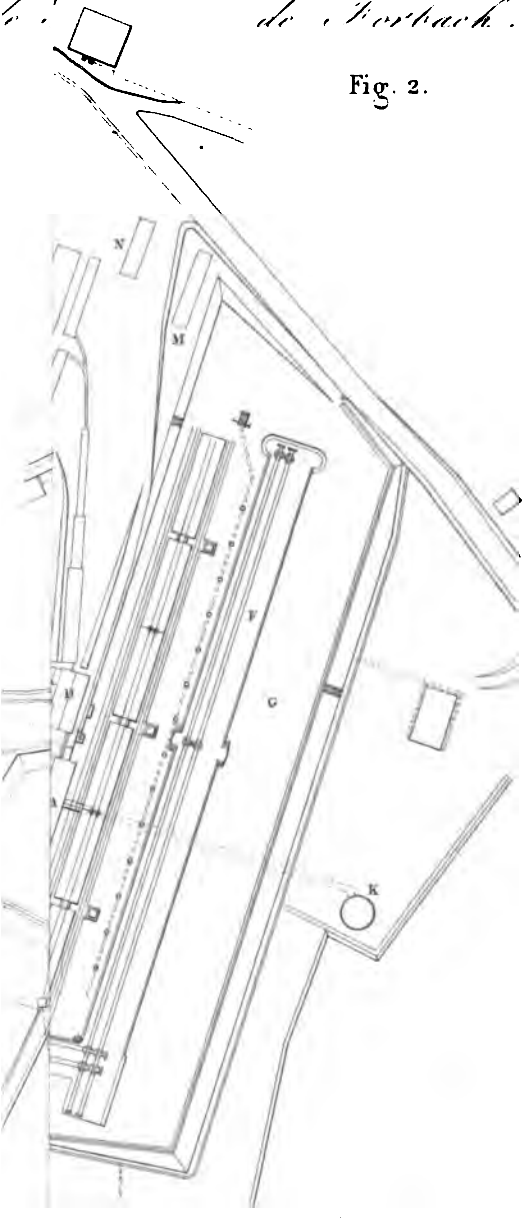
...chelle de la Fig 3 de 0m002 pour 1 mètre.

20 30 40 50 mètres.

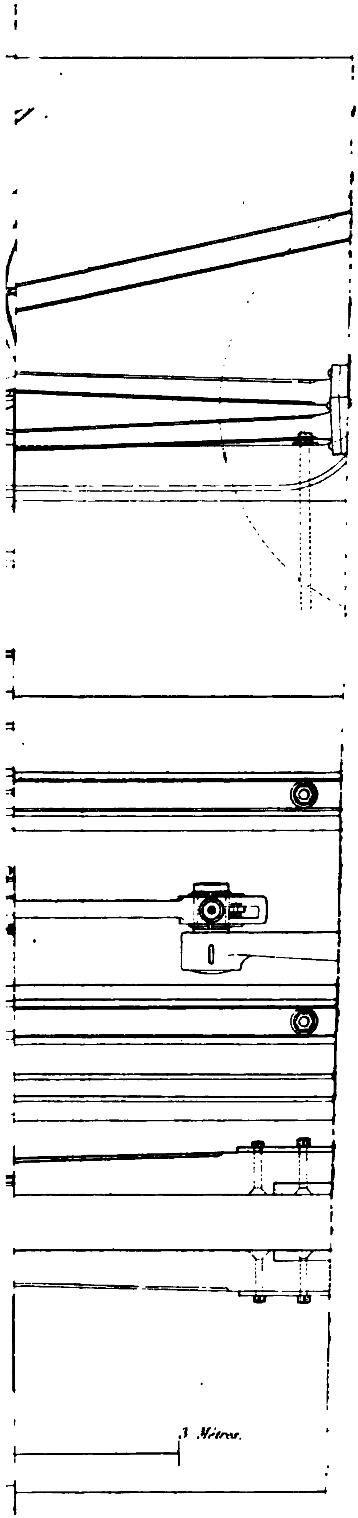
Lemaitre sc

Plan général de l'usine de Forbach.

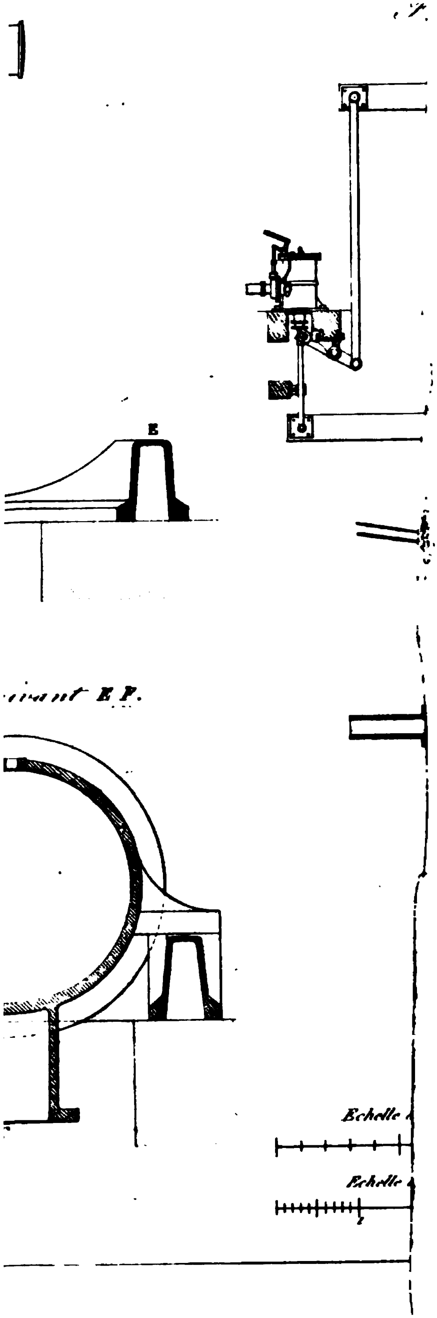
Fig. 2.



Lemaitre sc.


3 Mètres.

…illacq.



LÉGENDE GÉOLOGIQUE.